第四篇

矿石分选新技术新工艺

第一章　筛分原理和筛分过程

第一节　筛分原理

将颗粒大小不同的混合物料，通过单层或多层筛子而分成若干个不同粒度级别的过程称为筛分。松散物料的筛分过程，可以看作两个阶段组成：

(1)易于穿过筛孔的颗粒通过不能穿过筛孔的颗粒所组成的物料层到达筛面。

(2)易于穿过筛孔的颗粒透过筛孔。

要使这两个阶段能够实现，物料在筛面上应具有适当的运动，一方面使筛面上的物料层处于松散状态，物料层将会产生析离(按粒度分层)，大颗粒位于上层，小颗粒位于下层，容易到达筛而，并透过筛孔。另一方面，物料和筛子的运动都促使堵在筛孔上的颗粒脱离筛面，有利于颗粒透过筛孔。

实践表明，物料粒度小于筛孔 3/4 的颗粒，很容易通过粗粒物料形成的间隙，到达筛面，到筛面后它就很快透过筛孔。这种颗粒称为“易筛粒”。物料粘度大于筛孔 3/4 的颗粒，通过粗粗组成的间隙比较困难，这种颗粒的直径愈接近筛孔尺寸，它透过筛孔的困难程度就愈大，因此，这种颗粒称为“难筛粒”。下面用矿粒通过筛孔的概率理论来作说明。

矿粒通过筛孔的可能性称为筛分概率，一般来说，矿粒通过筛孔的概率受到下列因素影响：(1)筛孔大小；(2)矿粒与筛孔的相对大小；(3)筛子的有效面积；(4)矿粒运动方向与筛面所成的角度；(5)矿料的含水量和含泥量。

由于筛分过程是许多复杂现象和因素的综合，使筛分过程不易用数学形

式来全面地描述，这里仅仅从颗粒尺寸与储孔尺寸的关系进行讨论，并假定了某些理想条件（如颗粒是垂直地投入筛孔），得到颗粒透过筛孔的概率的公式。

松散物料中粒度比筛孔尺寸小得多的颗粒，在筛分开始后，很快就落到筛下产物中，粒度与筛孔尺寸愈接近的颗粒，透过筛孔所需的时间愈长。所以，物料在筛分过程中通过筛孔的速度取决于颗粒直径与筛孔尺寸的比值。

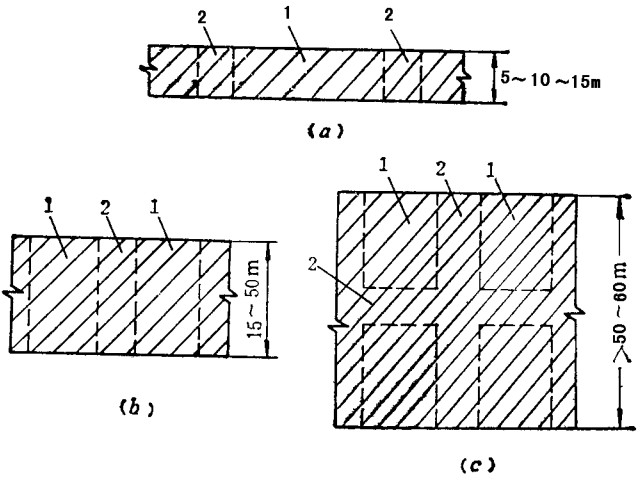


图 4－1－1　颗粒透过筛孔示意图

研究单颗矿粒透过筛孔的概率如图 4－1－1 所示。假设有一个由无限细的筛丝制成的筛网，筛孔为正方形，每边长度为 L。如果一个直径为 d 的球形颗粒，在筛分时垂直地向筛孔下落。可以认为，颗粒与筛丝不相碰时，它就可以毫无阻碍地透过筛孔。换言之，要使颗粒顺利地透过筛孔，在颗粒下落时，其中心应投在绘有虚线的面积（$L-d^2$）内（图 4－1－1a）。

由此可见颗粒透过筛孔或者不透过筛孔是一个随机现象。如果矿粒投到筛面上的次数有 n 次，其中有 m 次透过筛孔，那么颗粒透过筛孔的频率就是

$$\text{频率}=\frac{m}{n}$$

当 n 很大时，频率总是稳定在某一个常数 p 附近，这个稳定值 p 就叫筛分概率。因此筛分概率也就客观地反映了矿粒透筛可能性的大小。

$$p = \frac{m}{n}$$

既然概率是某事件出现的可能性的大小，它也就永远不会小于零，也不会大于 1，总是在 0 与 1 之间，即：

$$0 \leqslant p \leqslant 1$$

可以设想有利于颗粒透过筛孔的次数，与面积 $(L-d)^2$ 成正比，而颗粒投到筛孔上的次数，与筛孔的面积 L^2 成正比。因此，颗粒透过筛孔的概率，就决定于这两个面积的比值

$$p = \frac{(L-d)^2}{L^2} = \left(1 - \frac{d}{L}\right)^2 \qquad (4-1-1)$$

颗粒被筛丝所阻碍，使它不透过筛孔的概率之值等于 $(1-p)$。

当某事件发生的概率为 p 时，使该事件以概率 p 出现如需要重复 N 次，N 值与概率 p 成反比，即：

$$p = \frac{1}{N}$$

在这里所讨论的问题，N 值就是颗粒透过筛孔的概率为 p 时必须与颗粒相遇的筛孔数目。由此可见，筛孔数目越多，颗粒透过筛孔的概率越小，当 N 值无限增大时，p 愈接近于零。

取不同的 $\frac{d}{L}$ 比值，计算出的 p 和 N 值，见表 4－1－1。利用这些数据可画出图 4－1－2 的曲线。曲线可大体划分为两段，在颗粒直径 d 小于 $0.75L$ 的范围内，曲线较平缓，随着颗粒直径的增大，颗粒透过筛面所需的筛孔数目有所增加。当颗粒直径超过 $0.75L$ 以后，曲线较陡，颗粒直径稍有增加，颗粒透过筛面所需的筛孔数目就需要很多。因此，用概率理论可以证明，在筛分实践中把 $d < 0.75L$ 的颗粒叫‘易筛粒’和 $d > 0.75L$ 的颗粒叫‘难筛粒’是有道理的。

若考虑筛丝的尺寸（图 4－1－1b），与上面所讨论的原理一样，得到颗粒透过筛面的概率公式：

$$p = \frac{(L-d)^2}{(L+a)^2} = \frac{L^2}{(L+a)^2}\left(1 - \frac{d}{L}\right)^2 \qquad (4-1-2)$$

式中　a——筛丝直径；

L——方形筛孔的边长。

上式说明，筛孔尺寸愈大，筛丝和颗粒直径愈小，则颗粒透过筛孔的可能性愈大。

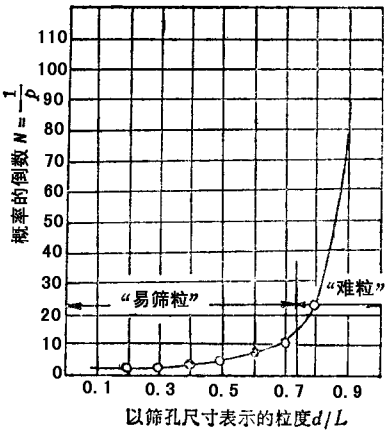


图 4－1－2　颗粒透过筛面的概率的倒数与颗粒和筛孔相对尺寸的关系

表 4－1－1　颗粒透过筛孔的概率与颗粒及筛孔相对尺寸的关系

$\frac{d}{L}$	p	$N=\frac{1}{p}$
0.1	0.810	2
0.2	0.640	2
0.3	0.490	2
0.4	0.360	3
0.5	0.250	4
0.6	0.160	7
0.7	0.090	11
0.8	0.040	25
0.9	0.010	100
0.95	0.0025	400
0.99	0.0001	10000
0.999	0.000001	100000

第二节　筛分效率

在使用筛子时，既要求它的处理能力大，又要求尽可能多地将小于筛孔的细粒物料过筛到筛下产物中去。因此，筛子有两个重要的工艺指标：一个是它的处理能力，即筛孔大小一定的筛子每平方米筛面面积每小时所处理的物料吨数（吨/米^2·时），它是表明筛分工作的数量指标。另一个是筛分效率，它是表明筛分工作的质量指标。

在筛分过程中，按理说比筛孔尺寸小的细级别应该全部透过筛孔，但实际上并不是如此，它要根据筛分机械的性能和操作情况以及物料含水量、含泥量等而定。因此，总有一部分细级别不能透过筛孔成为筛下产物，而是随筛上产品一起排出。筛上产品中，未透过筛孔的细级别数量愈多，说明筛分的效果愈差，为了从数量上评定筛分的完全程度，要用筛分效率这个指标。

所谓筛分效率，是指实际得到的筛下产物重量与入筛物料中所含粒度小于筛孔尺寸的物料的重量之比。筛分效率用百分数或小数表示。

$$E = \frac{C}{Q \cdot \frac{a}{100}} \times 100\% = \frac{C}{Qa} \times 10^4\% \qquad (4-1-3)$$

式中　E——筛分效率，%；

C——筛下产品重量；

Q——入筛原物料重影；

a——入筛原物料中小于筛孔的级别的含量，%。

但实际生产中要测定 C 和 Q 是比较困难的，因此必须改用下面推导出的结果来进行计算。

按图 4－1－3 所示，假定筛下产品中没有大于筛孔尺寸的颗粒，就可以组成两个方程式

1）原料重量应等于筛上和筛下产物重量之和，即

$$Q = C + T \qquad (4-1-4)$$

2)原料中小子筛孔尺寸的粒级的重量,等于筛上产物与筛下产物中所含有的小子筛孔尺寸的物料的重量之和。

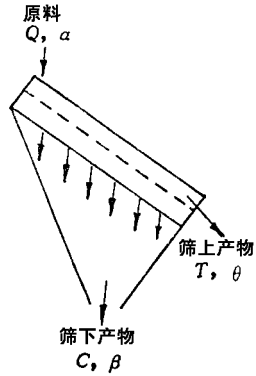


图 4－1－3　筛分效率的测定

$$Q\alpha = 100C + T\theta \tag{4-1-5}$$

式中　T——筛上产物重量;

θ——筛上产物中所含小于筛孔尺寸粒级的含量,%。

其他符号的意义同前。

将公式(4－1－4)式代入(4－1－5),得

$$Q\alpha = 100C + (Q - C)\theta$$

$$C = \frac{(\alpha - \theta)Q}{100 - \theta} \tag{4-1-6}$$

按照公式(4－1－3)表示的筛分效率的定义,将公式(4－1－6)代入公式(4－1－3)中,得到

$$E = \frac{C}{Q\alpha} \times 10^4 = \frac{\alpha - \theta}{\alpha(100 - \theta)} \times 10^4\% \tag{4-1-7}$$

必须指出,上式是指筛下产物中不含有大于筛孔尺寸的颗粒的条件下列出的物料平衡方程式,由于实际生产中,筛网常常被磨损,部分大于筛孔尺寸的颗粒总会或多或少的透过筛孔进入筛下产物,如果考虑这种情况,筛分效率应按下式计算。

$$E = \frac{\beta(\alpha - \theta)}{\alpha(\beta - \theta)}100\% \tag{4-1-8}$$

式中 β——筛下产物中所含小于筛孔级别的含量,%。

筛分效率的测定方法如下：在入筛的物料流中和筛上物料流中每隔 15～20 分钟取一次样，应连续取样 2～4 小时，将取得的平均试样在检查筛里筛分，检查筛的筛孔与生产上用的筛子的筛孔相同。分别求出原料和筛上产品中小于筛孔尺寸的级别的百分含量 a 和 θ，代入公式(4－1－7)中可求出筛分效率 E。如果没有与所测定的筛子的筛孔尺寸相等的检查筛子时，可以用套筛作筛分分析，将其结果绘成筛析曲线，然后由筛析曲线图中求出该级别的百分含量 a 和 θ。

有时用全部小子筛孔物料来计算筛分效率，这样算得的结果叫总筛分效率。有时只对其中的几个粒级作计算，算得的结果叫部分筛分效率。全部小于筛孔的物料，包含易筛粒和难筛粒，所以总筛分效率就是这两类粒子的筛分效率组成的。倘若部分筛分效率是用易筛粒求得的，它必然比总筛分效率大 如果是用难筛粒算出的，它就比总筛分效率小。

因为有以上讲的这些情况，在遇见筛分效率时，就要注意是用什么公式算的，是总筛分效率还是部分筛分效率，否则就会对所研究的问题认识不清。

第三节　筛分动力学及其应用

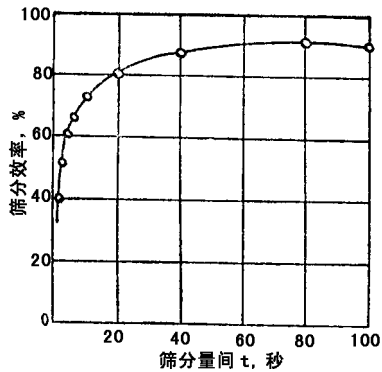


图 4－1－4　筛分效率与筛分时间的关系

筛分动力学主要研究筛分过程中，筛分效率与筛分时间的关系。

在松散物料的筛分过程中，不论是什么场合，都存在一种普遍规律，这种规律表现在：筛分开始后，筛分效率增加得很快，以后，增长速度逐渐降低（图4－1－4）。产生这种现象的原因是，筛分开始后，“易筛粒”很快透过筛孔，因此筛分效率增长快。随着筛分时间的增长，筛面上的“易筛粒”愈来愈少，以至筛上只剩下“难筛粒”，而“难筛粒”透过筛孔，需要较长的时间，所以筛分效率的增加就变慢了。下面用筛分石英颗粒时筛分效率随筛分时间的变化关系来作说明。

表4－1－2　石英的筛分效率与时间的关系的试验资料

筛分时间 t（秒）	由试验开始计算的筛分效率 E	$\lg t$	$\lg(\lg\frac{1}{1-E})$	$\lg\frac{1-E}{E}$
4	0.534	0.6021	－0.47939	－0.05918
6	0.645	0.7782	－0.34698	－0.25665
8	0.758	0.9031	－0.21028	－0.49594
12	0.830	1.0792	－0.11379	－0.68867
18	0.913	1.2553	＋0.02531	－1.02136
24	0.941	1.3802	＋0.08955	－1.20273
40	0.975	1.6021	＋0.20466	－1.5712

如果把表中的第三行和第五行数据绘在对数坐标纸上，以横坐标表示 $\lg t$，以纵坐标表示 $\lg\frac{1-E}{E}$，就可以得到一条直线，如图4－1－5所示。

对图4－1－5可以写出直线方程式：

$$\lg\frac{1-E}{E}=-m\lg t+\lg a$$

式中　m——直线斜率；

$\lg a$——直线在纵坐标上的截距。

因此

$$\lg\frac{1-E}{E}=\lg(t^{-m}\cdot a)$$

即

$$E = \frac{t^m}{t^m + a} \tag{4-1-9}$$

公式中的参数 m 及 a 与物料性质及筛分进行情况有关，对于振动筛，m 可取 3，由公式(4－1－9)可导出 $a = \frac{1-E}{E} \cdot t^m$，若 $E = 50\%$ 时，$a = t_5^m 0$，所以参数 a 是筛分效率为 50% 时筛分时间的 m 次方。因此参数 a 可以看作是物料的可筛性指标。

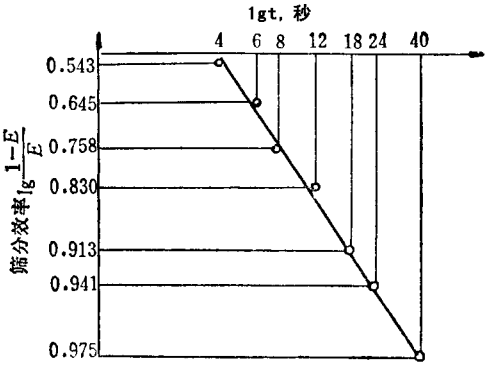


图 4－1－5　筛分效率 $\left(\lg\frac{1-E}{E}\right)$ 与筛分时间($\lg t$)的关系

经过试验证明：筛分不分级物料，例如破碎产物，筛分结果可以用几段直线组成的折线表示。这种情况表明，方程式的参数在不同的线段上有不同的数值。第一段直线的筛分效率约 40～60%；第二段直线的筛分效率约 90～95%；第三段直线相当于更高的筛分效率。对接近于筛孔尺寸($0.75L$ 到 L)的窄级别物料进行筛分时，筛分效率从 5～10% 到 95% 的整个范围内，都可以用一根直线表示。

筛分时间与筛分效率之所以有上述的关系，可以用下面的理论来解释。

令 W 为某一瞬间存在于筛面上的比筛孔小的矿物的重量，$\frac{dW}{dt}$ 为比筛孔小的矿粒被筛去的速率(t 是筛分时间)，因为每一瞬间的筛分速率可假设为与该瞬间留在筛面上的比筛孔小的矿粒的重量成正比，即

$$\frac{dW}{dt} = -kW \tag{4-1-10}$$

式中的 k 为比例系数，负号表示 W 随时间的增加而减少。积分上式得

$$\ln W = -kt + C$$

设 W_0 是给矿中所含比筛初小的矿粒的重量，当 $t = 0$ 时，$W = W_0$，即

$$\ln W_0 = C$$

因此

$$\ln W - \ln W_0 = -kt$$

或

$$\frac{W}{W_0} = e^{-kt}$$

比值 $\frac{W}{W_0}$ 是筛下级别在筛上产物中的回收率，因此筛分效率 E 应当为

$$E = 1 - \frac{W}{W_0}$$

或

$$E = 1 - e^{-kt} \tag{4-1-11}$$

更符合实际的公式为

$$E = 1 - e^{-ktn} \text{ 或 } 1 - E = e^{-ktn} \tag{4-1-12}$$

将公式(4-1-12)取两次对数，可得到

$$\lg = \left(\lg \frac{1}{1-E}\right) = n\lg t + \lg(k\lg e)$$

若以纵坐标轴表示 $\lg\left(\lg \frac{1}{1-E}\right)$，横坐标轴表示 $\lg t$，用公式(4-1-12)作出的图形是一条直线，直线的斜率为 n。

把(4-1-12)式改写为

$$E = 1 - \frac{1}{e^{ktn}}$$

将 e^{ktn} 分解为级数

$$e^{ktn} = 1 + kt^n + \frac{(kt^n)^2}{2} + \cdots\cdots$$

取级数的前两项代入公式(4-1-12)，得到

$$E = 1 - \frac{1}{1+kt^n} = \frac{kt^n}{1+kt^n} \tag{4-1-13}$$

公式(4-1-13)是公式(4-1-12)的近似式，如果令 $k = \frac{1}{a}$，则

$$E = \frac{t^n}{a + t^n}$$

所以公式(4－1－13)与公式(4－1－9)相同。

参数 k 和 n,既决定于被筛物料的性质,也决定于筛分的工作条件。如果设 $k=\frac{1}{t^n}$,则公式(4－1－12)为 $E=1-\frac{1}{e}=1-\frac{1}{2.71}=63.4\%$,对公式(4－1－13),$E=\frac{1}{2}=50\%$,因此叫参数 k 为物料的可筛性指标。

设筛面长度为 L,因为 $t\propto L$,故公式(4－1－13)可表示为

$$E=\frac{K'L^n}{1+K'L^n} \tag{4-1-14}$$

同样公式(4－1－12)可表示为

$$1-E=e^{-k'L^n} \tag{4-1-15}$$

筛分动力学的应用之一

利用筛分动力学公式可以研究筛子的负荷与筛分效率的相互关系。如果筛孔尺寸和物料沿筛面运动的速度一定,筛面上的物料层厚度取决于筛子的给料量。给料量愈多,物料层厚度就愈大,筛分效率则愈低。因为小子筛孔的级别比较难于通过较厚的物料层而透筛。给料量很大时,为了达到相同的筛分效率,必须增加筛分时间。因此,可以近似地认为,筛分效率不变时,筛子的生产率与筛分时间成反比,即

$$\frac{Q_1}{Q_2}=\frac{t_2}{t_1} \tag{4-1-16}$$

式中　Q_1,Q_2——筛子的生产率;

t_1,t_2——达到规定筛分效率所需要的筛分时间。

由公式(4－1－9)可知

$$t^m=\frac{aE}{1-E}\text{或}t=\sqrt[m]{\frac{aE}{1-E}}$$

当筛分时间相同,而给矿量为 Q_1 及 Q_2,相应的筛分效率为 E_1 及 E_2,代入公式(4－1－16)式得

$$\frac{Q_1}{Q_2}=\frac{\sqrt[m]{\frac{aE_2}{1-E_2}}}{\sqrt[m]{\frac{aE_1}{1-E_1}}}$$

$$\frac{Q_1}{Q_2}=\sqrt[m]{\frac{E_2(1-E_1)}{E_1(1-E_2)}} \tag{4-1-17}$$

这个公式表达出筛子的生产率和筛分效率的关系。

应用这个公式时，要先知道 m 值。如果收集到一些生产率和相应的筛分效率的试验数据，就可以找出它。振动筛可以取 $m=3$，按照公式(4－1－17)计算的结果列于表 4－1－3 中，表中取筛分效率为 0.9 时的相对生产率是 1。并列出试验平均值。可以看出按公式(4－1－17)的计算结果与试验值基本相近。

表 4－1－3　振动筛的筛分效率与生产率的关系

	在下列筛分效率(以小数表示)时，筛子的相对生产率									
	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	0.92	0.94	0.96	0.98
试验平均值*	2.3	2.1	1.9	1.6	1.3	1.0	0.9	0.8	0.6	0.4
$m=3$ 时，公式 4－1－17 的计算值*	2.36	2.09	1.82	1.57	1.31	1.0	0.92	0.83	0.72	0.585

* 目前选厂设计中，振动筛的计算是采用表中所列的试验平均值。

筛分动力学的应用之二

利用筛分动力学公式可以研究筛分效率与筛面长度的关系。在选矿厂中，有时需要提高筛子的筛分效率和处理能力，为缩小碎矿产物粒度和增加碎矿机生产能力创造条件，措施之一就是在配置条件允许的情况下增加筛子的长度，筛分动力学为这种措施提供了理论依据。

令 t_1、L_1 和 E_1 为第一种情况下的筛分时间、筛面长度和筛分效率；t_2、L_2 和 E_2 为第二种情况下的筛分时间、筛面长度和筛分效率。因为筛分时间与筛面长度成正比，故公式(4－1－14)可以写为

$$L_1^n=\frac{E_1}{K'(1-E_1)}\text{及}\ L_2^n=\frac{E_2}{K'(1-E_2)}$$

从而

$$\left(\frac{L_1}{L_2}\right)^n=\frac{E_1}{(1-E_1)}\times\frac{(1-E_2)}{E_2} \tag{4-1-18}$$

或

$$E_2=\frac{L_2^nE_1}{L_1^n-L_1^nE_1+L_2^nE_1}$$

对于振动筛，此处之 n 值为 3。

第四节　影响筛分效率的因素

一、第一类影响因素——物料的性质

1.物料的粒度特性

被筛物料的粒度组成，对于筛分过程有决定性的影响，在筛分实践中，可以看到，比筛孔愈小的颗粒愈容易透过筛孔，颗粒大到筛孔$\frac{3}{4}$，虽然比筛孔尺寸小，但却难于透筛。直径比筛孔略大的颗粒，常常遮住筛孔，妨碍细粒透过。直径在1～1.5倍筛孔尺寸的颗粒形成的料层，不易让“难筛粒”透过。但直径在1.5倍筛孔尺寸以上的颗粒形成的料层，对“易筛粒”或“难筛粒”穿过它去接近筛面的影响并不大。因此，物料中的粒子有三种粒度界限值得注意：

小于$\frac{3}{4}$筛孔尺寸的颗粒叫“易筛粒”；

小于筛孔尺寸但大于$\frac{3}{4}$筛孔尺寸的颗粒叫“难筛粒”；

粒度为1～1.5倍筛孔尺寸的颗粒叫“阻碍粒”。

显然，含“易筛粒”愈多的物料愈好筛。因此，当增加物料中的“易筛粒”含量时，筛子的生产率迅速增加，或者说，在保持生产率一定的情况下，可以得到较高的筛分效率。原因是当“易筛粒”含量多的物料给到筛上时，细粒很容易迅速通过筛孔，留在筛上的物料量减少了，这时即使在筛上还有一些“难筛粒”，由于受其他颗粒对它们影响的程度也相对地减少了，所以也有利于一部分“难筛粒”透过筛孔。相反，当原物料中含“难筛粒”和“阻碍粒”愈多，因它们阻碍细粒与筛面接触而透过筛孔，使筛分效率降低。

当原料中细级别含量少，而筛上物本身又过于粗，其粒度大大超过筛孔尺寸的时候，可以采取增加辅助筛分的方法，用筛孔尺寸较大的辅助筛，预先

排出筛上产物过粗的级别，然后筛分含有大量细级别的较细物料，相对而言，是完全合理的。在这样两次筛分的条件下，可以提高筛分效率和延长筛网的使用期限。

物料颗粒最大容许尺寸与筛孔尺寸之间的一定比例关系没有明确的规定，一般认为最大粒度不应大于筛孔尺寸的 2.5～4 倍。

在精确计算振动筛的生产率时，需要测定给矿中小于$\frac{1}{2}$筛孔尺寸的颗粒含量和大于筛孔尺寸的颗粒含量。因为它们既影响生产率，也影响筛分效率。

2.被筛物料的含水量和含泥量

物料所含的水分有两种，一种叫外在水分，处于颗粒的表面；另一种叫内在水分，处于物料的孔隙、裂缝中。后者对筛分过程没有影响。

物料中所含的表面水分在一定程度内增加，粘滞性也就增大，物料的表面水分能使细粒互相粘结成团，并附着在大颗粒上，粘性物料也会把筛孔堵住。这些原因使筛分过程进行较难，筛分效率将大大降低。

以不同筛孔的筛子筛分含水量相同的同一种物料，则水分对筛分效率的影响是不同的。筛孔尺寸愈大，水分的影响愈小。这是因为筛孔尺寸愈大，筛孔堵塞的可能性就愈小。另外，更重要的原因是因为水分在各粒级内的分布是不均匀的，粒度愈小的级别，水分含量愈高。因此，当筛孔大时，就能够很快的把水分含量高的细粒级别筛出去，筛上物料的水分于是大大降低，使它不致影响筛分过程的进行。因此，当物料含水量较高，严重影响筛分过程时，可以考虑采用适当加大筛孔的方法来提高筛分效率。

水分对筛分某种物料的具体影响，需要根据试验结果来判断。筛分效率与物料湿度的关系如图 4－1－6 所示，图中曲线说明，物料所含水分如达到某一范围，筛分效率急剧降低。这个范围取决于物料性质和筛孔尺寸。物料所含水分超过这个范围后，颗粒的活动性又重新提高，物料的粘滞性反而消失了，此时，水分有促进物料通过筛孔的作用，并逐渐达到湿法筛分的条件。

图 4－1－6 中，两种物料所受水分的影响不同，产生差别的原因，可以由这两种物料具有不同的吸湿性能来解释。

如果物料中含有易于结团的粘性物质(如粘土等),即使在水分很少时,也会粘结成团,使细泥混入筛上产物;此外,也会很快堵塞筛孔。

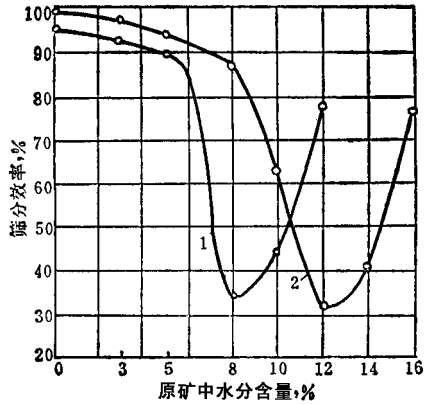


图 4－1－6　筛分效率与矿石湿度的关系

1－吸湿性弱的物料,2－吸湿性强的物料

筛分粘性矿石时,必须采取有效措施来强化筛分过程,如用湿法筛分,或者在筛分前进行预先洗矿,将泥质排除。

3.物料的颗粒形状　物料颗粒如果是圆形,则透过方孔和圆孔较容易。破碎产物大多是多角形,透过方孔和圆孔不如透过长方孔容易,条状、板状、片状物料难以透过方孔和圆孔,但较易透过长方形孔。

二、第二类影响因素——筛面种类及工作参数

1.筛面种类

筛子的工作面通常有三种,钢棒制造的、钢丝编织的和钢板冲孔的。它们对筛分效率的影响,主要和它们的有效面积有关。

筛面种类	棒条筛	钢板冲孔筛	钢丝编织筛
有效面积	最少	次少	较大
使用寿命	最长	次长	最短
价格	最低	次低	最贵

有效面积愈大的筛面,筛孔占的面积愈多,矿粒较易透过筛孔,筛分效率

就较高,但寿命较短。选用什么样的筛面,应结合实际情况考虑。当磨损严重,成为主要矛盾时,就应当用耐磨的棒条筛或钢板冲孔筛;当需要精细筛分的场合下,就要用织丝筛。

2.筛孔形状

筛孔形状的选择,取决于对筛分产物粒度和对筛子生产能力的要求。圆形筛孔与其他形状的筛孔比较,在名义尺寸相同的情况下,透过这种筛孔的筛下产物的粒度较小。一般认为,实际上透过圆形筛孔的颗粒的最大粒度,平均只有透过同样尺寸的正方形筛孔的颗粒的 80～85%。

长方形筛孔的筛面,其有效面积较大,生产能力较高;处理含水较多的物料时,能减少筛面堵塞现象。它的缺点是容易使条状及片状粒通过筛孔,使得筛下产物不均匀,因此,当要求筛上物中不含细粉,筛下物中允许有条状和片状粒,物料湿而粘易引起堵塞,以及希望筛下产物较多等情况,采用长方形筛孔比较有利。

在选择筛孔的型式时,最好与物料的形状相适合,如处理块状物料应采用正方形筛孔,处理板状物料应采用长方形筛孔。

不同形状筛孔尺寸与筛下产品最大粒度的关系,按下式计算:

$$d_{最大} = K \cdot a \qquad (4-1-19)$$

式中　$d_{最大}$——筛下产品最大粒度,毫米;

a——筛孔尺寸,毫米;

K——系数。

表 4-1-4　K 值　表

孔　型	圆　形	方　形	长　方　形
K 值	0.7	0.9	1.2～1.7*

* 板条状矿物取大值。

3.筛孔尺寸

筛孔愈大,单位筛网面积的生产率愈高,筛分效率也较好,但筛孔的大小取决于采用筛分的目的和要求。倘若希望筛上产物中含小于筛孔的细粒尽量少,就应该用较大的筛孔;反之,若要求筛下产物中尽可能不合大于规定粒

度的粒子,筛孔不宜过大,以规定粒度作为筛孔宽的限度。

碎矿流程中用的筛子的筛孔宽,应当联系碎矿机的工作来选择。在碎矿机的产物中,总有数量不等的比排矿口约大 1 ~ 3 倍的未达到破碎要求的残余粒。预先筛分的作用,就是先将给入碎矿机的物料中接近残余粒大小以下的矿粒筛除去,不必把它们送去破碎。因此,预先筛分用的筛子的筛孔大小,可在碎矿机的排矿口宽和它的产物中的最大粒范围内选择。如果碎矿机的负荷较轻,筛孔尺寸可以等于或稍大于碎矿机的排矿口宽度,以便碎矿机多得些给矿。如果碎矿机过负荷时,它的给矿宜少,筛孔尺寸应大些,可以等于或消小于破碎产品中的最大块粒度。与细碎机构成闭路的检查筛,其作用在于控制碎矿机最终产物的粒度适合磨矿机的要求,因而它的筛孔宽有两种办法来选取。第一种办法,选取筛孔尺寸约等于排矿口宽。这种办法的好处是筛下产物都是合格的细粒,但筛子负荷就比较大。第二种办法,选取筛孔尺寸比排矿口宽度大。这种办法的缺点是筛下产物中含有一些不合格的粗粒,按公式(4 – 1 – 8)算的筛分效率也就低一些,但合格细粒也必然更多地进入筛下,筛子的生产能力将得到提高。所取的筛孔尺寸究竟比排矿口大多少才合适,与破破碎的物料性能有关。如果筛孔放大得合适,筛下物中虽有少量不合格粗粒,但也增加了一些细粒,总的看来,第二种办法的筛下产物与第一种办法得到的同样是磨矿机所允许的。这两种定筛孔宽度的办法虽然不同,但对磨矿机给矿的要求来讲,都是一样的。与前面讲的筛分效率和筛分动力学联系起来,就不难理解制订第二种办法的根据了。

4.筛子的运动状况

虽然筛分质量首先决定于被筛物料的性质,但同一种物料用不同类型的筛子筛分,可以得到不同的效果。实际经验指出,固定不动的筛子,它的筛分效率很低,至于可动的筛子,它的筛分效率又和筛体的运动方式有关。筛体如果是振动的,矿粒在筛面上以接近于垂直筛孔的方向被抖动,而且振动频率较高,所以筛分效率最好。在摇动着的筛面上,矿粒主要是沿筛面滑动,而且摇动的频率比振动的频率小,所以效果较振动筛的差,转动的圆筒形筛,筛孔容易堵塞,筛分效率也不高。各种筛子的筛分效率大致如下:

筛子类型	固定条筛	转筒筛	摇动筛	振动筛

端分效率(%)	50～60	60	70～80	90 以上

即使同一种运动性质的筛子,它的筛分效率又随运动强度不同而有差别。筛体的运动可以使物料在筛面上散开,有利于细粒经过料层透过筛孔,筛分效率因此提高。但物料沿筛面的运动速度,又和筛体的运动强度有关,筛面的运动强度过大,其上的物料运动较快,矿粒透过筛孔的机会少,效果就较差。如果筛面的运动强度过小,其上的物料不能散开,也不利于细粒透过筛孔。

5.筛子的长度和宽度

在生产实际中可以体会到:对一定的物料,生产率主要取决于筛面宽度,筛分效率主要取决于筛面长度。筛面愈长,物料在筛上被筛分的时间愈久,筛分效率也愈高。筛分时间(或筛面长度)和筛分效率的关系如图 4－1－4 所表明的情况。最初,稍微增加筛分时间,就有许多"易筛粒"大量透过筛孔,筛分效率就很快增加。后来,易筛颗粒大都被筛去了,剩下些难筛颗粒,时间虽增长,它们被筛下的并不多,筛分效率增加也不大。因此,筛分时间太长也是不合理的。因为当筛面倾角一定,要增加筛分时间,只有增加筛面长度。筛面太长并不好,浪费厂房空间,筛子构造笨重,筛分效率提高不多,所以筛子长度必须适当。只有在高负荷工作的筛子,为了保证较高的筛分效率,如果配置条件许可,适当增加筛子长度,有时是有利的。

筛面的宽度也必须适当,而且必须与筛面长度保持一定比例关系。在筛子负荷相等时,筛子宽度小而长度很大,筛面上物料层厚,细粒难于接近筛面和透过筛孔。相反,当筛面宽度很大而长度小时,物料层厚度固然减小,细粒易于接近筛面,但由于颗粒在筛面上停留时间短,物料通过筛孔的机会就少了,筛分效率必然会降低。一般认为筛子的宽度与长度之比为 1∶2.5～1∶3。

6.筛面的倾角

在一般情况下,筛子都是倾斜安装的,便于排出筛上物料,但倾角要合适。角度太小,达不到这个目的;角度太大,物料排出太快,物料被筛分的时间缩短,筛分效率就低。当筛面倾斜放着时,可以让颗粒顺利通过的筛孔的面积只相当于筛孔的水平投影,如图 4－1－7 所示。能够无阻碍地透过筛孔

的颗粒直径等于

$$d = L\cos a - h\sin a \qquad (4-1-20)$$

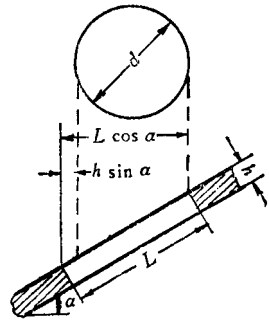


图 4－1－7　单个颗粒透过倾斜筛面

由此可见，筛面的倾角愈大，使矿粒通过时受到的阻碍愈大。因此，筛面的倾角要适当。表 4－1－5 所示，为筛面倾角和筛分效果的关系。

实际上选矿厂常见的振动筛的倾角一般在 0°～25°。固定律条筛的倾角一般为 40°～45°。

表 4－1－5　筛面水平及倾斜放置时筛下物最大粒度与筛孔宽的关系

（适用于 5 毫米以上的筛孔）

筛下物最大粒直径	保证筛去此最大粒必需的筛孔大小			
	圆孔		方孔	
	水平	40°～45°倾斜	水平	40°～45°倾斜
d	$1.4d$	$(1.85\sim2)d^*$	$1.16d$	$1.52d$

矿粒在 5～30 毫米时用 $2d$，在 40～100 毫米时用 $1.85d$。

三、第三类影响因素——操作条件

1.给料要均匀和连续

均匀、连续地将物料给入筛子上，让物料沿整个筛子的宽度布满成一薄层，既充分利用了筛面，又便于细粒透过筛孔，因此可以保证获得较高的生产率和筛分效率。

2.给料量

给料量增加,生产能力增大,但筛分效率就会逐渐降低,原因是筛子产生过负荷。筛子产生过负有时,就成为一个溜槽,实际上只起到运输物料的作用。因此,对于筛分作业,既要求筛分效率高,又要求处理量大,不能片面追求一方面,而使另一方面大大降低。

第二章　碎矿和磨矿工艺流程

第一节　碎矿流程

一、确定碎矿流程的基本原则

碎矿的基本目的是使矿石、原料或燃料达到一定粒度的要求。在选矿中，碎矿的目的是：(1)供给棒磨、球磨、自磨等最合理的给矿粒度，或为自磨、砾磨提供合格的磨碎介质；(2)使粗粒嵌布矿物初步单体解离，以便用粗粒级的选别方法进行选矿，如重介质选、跳汰选、干式磁选和洗选等；(3)使高品位铁矿达到一定要求的粒度，以便直接进行冶炼等等。

不同的目的要求不同的粒度，因而碎矿流程有多种类型。

(一)破碎段

破碎段是碎矿流程的最基本单元。破碎段数不同以及破碎机和筛子的组合不同，便有不同的碎矿流程。

破碎段是由筛分作业及筛上产物所进入的破碎作业所组成。个别的破碎段可以不包括筛分作业或同时包括两种筛分作业。

破碎段的基本形式有 如图 4－2－1 所示，(a)型为单一破碎作业的破碎段；(b)为带有预先筛分作业的破碎段；(c)为带有检查筛分作业的破碎段；(d)和(e)均为带有预先筛分和检查筛分作业的破碎段，其区别仅在于前者是预先筛分和检查筛分在不同的筛子上进行，后者是在同一筛子上进行，所以(e)型可看成是(d)型的改变。因此，破碎段实际上只有四种形式。

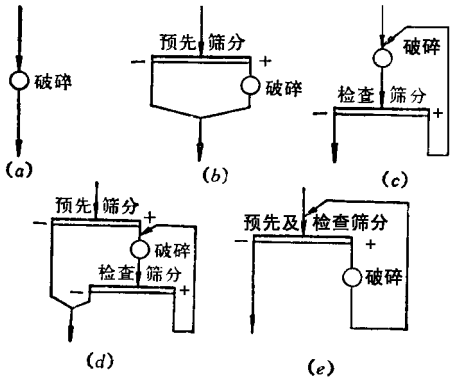


图 4－2－1　破碎段的基本形式

二段以上的破碎流程是不同破碎段的形式的各种组合，故有许多可能的方案。但是，合理的破碎流程，可以根据需要的破碎段数，以及应用预先筛分和检查筛分的必要性等加以确定。

(二)破碎段数的确定

需要的破碎段数取决于原矿的最大粒度，要求的最终破碎产物粒度，以及各破碎段所能达到的破碎比，即取决于要求的总破碎比及各段破碎比。

原矿中的最大粒度与矿石的赋存条件、矿山规模、采矿方法、原矿的运输装卸方式等有关。露天开采时，主要取决于矿山规模和装矿电铲的容积，一般为 500～1300 毫米。井下开采时，主要取决于矿山规模和采矿方法，一般为 300～600 毫米。

破碎的最终产物粒度视破碎的目的而不同。如自磨机的给矿要求 300～500 毫米，进行高炉冶炼的富铁矿的粒度分为 <25～30 及 >25～30 毫米的两级，棒磨机的合理给矿粒度为 20～40 毫米，球磨机合理给矿粒度为 10～25 毫米。合理的最终破碎产物粒度，主要取决于工艺的要求和技术经济比较的结果。

确定球磨机的最适宜给矿粒度(即最终破碎产物粒度)时，需考虑破碎和磨矿总的技术经济效果。破碎的产物粒度愈大，破碎机的生产能力会愈高，破碎费用也愈低；但磨矿机的生产能力将降低，磨矿费用增高。反之，碎矿的产物粒度愈小，破碎机的生产能力减小，碎矿费用高；但磨矿机的生产能力将提高，磨矿费用可减少。因此，应综合考虑碎矿和磨矿，选取使总费用最少的

粒度，作为适宜的破碎最终产物粒度。实践证明，磨矿机的最适宜给矿粒度为 10～25 毫米。随着选矿厂的生产规模愈大，缩小磨矿机的给矿粒度，产生的经济效果愈大。

另一方面，确定最终破碎产物粒度时，必须考虑拟选用的破碎机所能达到的实际破碎产物粒度，即不得超过允许的排矿口调节范围，以便在设备许可的情况下，获得较小的破碎产物粒度。

每一破碎段的破碎比取决于破碎机的型式，破碎段的类型，所处理旷石的硬度等。常用破碎机所能达到的破碎比如表 4－2－1 所示，处理硬矿石时，破碎比取小值 ;处理软矿石时、破碎比取大值。

表 4－2－1　各种破碎机在不同工作条件下的破碎比范围

破碎段数	破碎机型式	破碎流程	破碎比范围
第Ⅰ段	颚式破碎机和旋回破碎机	开　路	3～5
第Ⅱ段	标准圆锥破碎机	开　路	3～5
第Ⅱ段	标准圆锥破碎机	闭　路	4～8
第Ⅲ段	短头圆锥破碎机	开　路	3～6
第Ⅲ段	短头圆锥破碎机	闭　路	4～8
第Ⅳ段	对辊机	闭　路	8～18

由此可见，当原矿粒度为 1300～300 毫米及磨机给矿粒度为 25～10 毫米时，破碎流程的总破碎比为

$$i = \frac{D_{最大}}{d_{最大}} = \frac{1300}{10} = 130 \qquad (4-2-1)$$

或

$$i = \frac{D_{最大}}{d_{最大}} = \frac{300}{25} = 12 \qquad (4-2-2)$$

式中　i——破碎作业的总破碎比；

$D_{最大}$、$d_{最大}$——原矿和破碎产物中的最大粒度（最大粒度是指能通过 95% 矿量的方筛孔尺寸）。

对照表 4－2－1 所列出每段破碎比数值，便可知，即使最小的破碎比 12，用一段破碎也难以完成，而最大的破碎比 130 用三段破碎便可完成。故球磨作业前的破碎段通常用二段或三段。当原矿粒度小于 300 毫米时，可取二段。

其它情况下所需的破碎段数可依此类推。

(三)应用预先筛分和检查筛分的确定

预先筛分是在矿石进入该破碎段之前预先筛出合格的粒级,可以减少进入破碎机的矿量,提高破碎机的生产能力 同时可以防止富矿石产生过粉碎。在处理含水分较高和粉矿较多的矿石时,潮湿的矿粉会堵塞破碎机的破碎腔,并显著降低破碎机的生产能力。利用预先筛分除掉湿而细的矿粉,可为破碎机造成较正常的工作条件。

因此,预先筛分的应用主要根据矿石中细粒级(小于该段破碎机排矿口宽度的粒级)的含量来决定。细粒级含量愈高,采用预先筛分愈有利。研究证明,技术上和经济上采用预先筛分有利的矿石,其中细粒级的极限含量与破碎机的破碎比有关,其关系如表 4－2－2 所示。

当原矿粒度特性为直线时,在各种破碎比的条件下,其中细粒级的含量均超过了上述极限值(即有利于采用预先筛分的极限含量)。亦如表 4－2－2 所示。

表 4－2－2　采用预先筛分有利的细粒级含量极限值与破碎比的关系

破　　碎　　比	2.0	3.0	4.0	5.0	6.0	7.0
采用预先筛分有利的细粒级极限含量(%)	28	26	21	17	15	14
原矿粒度特性为直线时的细粒级的含量(%)	50	33	25	20	16.7	14.2

由此可知,当原矿粒度特性为直线时,不管破碎比为多大,采用预先筛分总是有利的。多数情况下,原矿的粒度特性呈凹形,故破碎前采用预先筛分在经济上都是合算的。但由于采用预先筛分需要增加厂房高度,当粗碎机的生产能力有富余,或采用直接挤满给矿时,可不设预先筛分。

第二破碎段及第三破碎段给矿中的细粒级含量,主要取决于前一段破碎机的徘矿的粒度特性。根据实际测定,各种粗碎破碎机和中碎破碎机的产品粒度特性曲线大都是凹形,也就是说细粒占多数,故第二破碎段和第三破碎段采用预先筛分也都是必要的。只有当选择的中碎机生产能力有富余时,才可考虑中碎前不用预先筛分。

检查筛分的目的是为了控制破碎产品的粒度,并利于充分发挥破碎机的生产能力。因为各种破碎机的破碎产物中都存在一部分大于排矿口宽度的

粗粒级，如短头圆锥破碎机在破碎中等可碎性矿石时，产物中大于排矿口宽度的粒级含量达 60%，最大粒度为排矿口的 2.2～2.7 倍；在破碎难碎性矿石时则更甚。各种破碎机破碎产物中粗粒级（大于排矿口尺寸）含量 β% 和最大相对粒度 Z（即最大颗粒与排矿口尺寸之比）如表 4－2－3 所示。

表 4－2－3　各种磁碎机产物中的含量和最大相对粒度

矿石可碎性等级	破碎机型号							
	旋回破碎机		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	β%	Z
难碎性矿石	35	1.65	38	1.75	53	2.4	75	2.9～3.0
中等可碎性矿石	20	1.45	25	1.6	35	1.9	60	2.2～2.7
易碎性矿石	12	1.25	13	1.4	22	1.6	38	1.8～2.2

采用检查筛分后，使不合格的粒级返回破碎机，就如同磨矿机与分级机成闭路循环有利于提高磨矿效率一样，检查筛分对破碎机生产能力的发挥可以改善。但检查筛分的采用，会使投资增加，并使破碎车间的设备配置复杂化，故一般只在最末一个破碎段采用检查筛分，而且与预先筛分合并构成预先检查筛分闭路循环。

由此得到两点结论：(1)预先筛分在各破碎段均是必要的；检查筛分一般只在最末一个破碎段采用。(2)破碎段数通常为 2～3 段。

二、常用碎矿流程

(一)两段碎矿流程

两段碎矿流程有两段开路和两段一闭路两种型式，如图 4－2－2 所示。

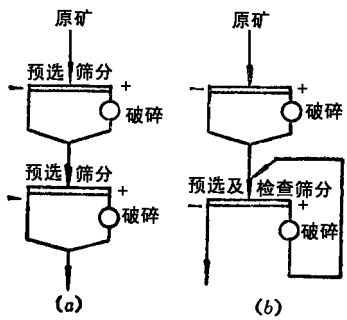


图 4－2－2　两段碎矿流程

(a)－两段开路流程；(b)－两段一闭路流程

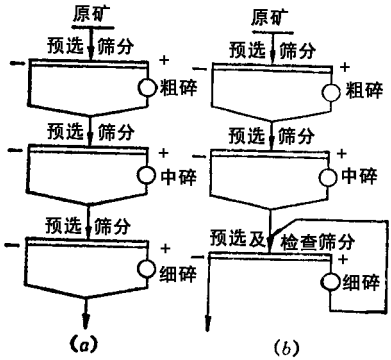


图 4－2－3　三段碎矿流程

(a)－三段开路流程；(b)－三段一闭路流程

两段开路碎矿流程所得的破碎产物粒度粗，只在简易小型选矿厂或工业性试验厂采用，第一段可不设预先筛分。在这种情况下，当原矿中含泥和水较高时，为使生产能正常进行，小型选矿厂也可采用。

小型选矿厂处理井下开采粒度不大的原矿，并且第二段采用破碎比较大的反击式破碎机时，可采用两段一闭路破碎流程。

(二)三段碎矿流程

三段碎矿流程的基本型式有：三段开路和三段一闭路两种，如图 4－2－3 所示。

三段一闭路碎矿流程，作为磨矿的准备作业，获得了较广泛的应用。不论是井下开采还是露天开采的矿石，只要原矿含泥不高，都能有效地适应。因此，规模不同的选矿厂都可以采用。

三段开路碎矿流程与三段一闭路流程相比，所得破碎产物粒度较粗，但它可以简化破碎车间的设备配置，节省基建投资。因此，当磨矿的给矿粒度要求不严和磨矿段的粗磨采用棒磨时，以及处理含水分较高的泥质矿石和受地形限制等情况下，可以采用这种流程。在处理含泥含水较高的矿石时，它不致于像三段一闭路流程那样，容易使筛网和破碎腔堵塞。采用三段开路加棒磨的碎矿流程，不需复杂的闭路筛分和返回产物的运输作业；且棒磨受给矿粒度变化影响较小，排矿粒度均匀，可以保证下段磨矿作业的操作稳定；同时，生产过程产生的灰尘较少，因而可以改善劳动卫生条件。当要求磨矿产物粒度较粗(重选厂)或处理脆性(钨、锡矿)、大比重(铅矿)矿物时，可采用这

一流程。只有处理极坚硬的矿石和特大规模的选矿厂，为了减少各段的破碎比或增加总破碎比，才考虑采用四段破碎流程。

（三）带洗矿作业的碎矿流程

当原矿含泥（－3 毫米）量超过 5～10%和含水量大于 5～8%时，细粒级就会粘结成团，恶化碎矿过程的生产条件，如造成破碎机的破碎腔和筛分机的筛孔堵塞，发生设备事故，储运设备出现堵和漏的现象，严重时使生产无法进行。此时，应在碎矿流程中增加洗矿设施。增加洗矿设施，不但能充分发挥设备潜力，使生产正常进行。改善劳动强度，而且能提高有用金属的回收率，扩大资源的利用。

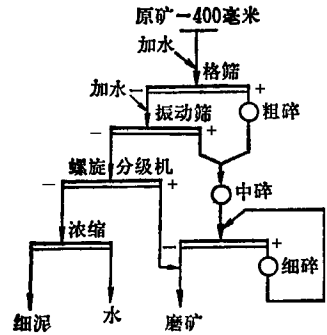


图 4－2－4　带洗矿作业的碎矿流程

洗矿作业一般设在粗碎前后，视原矿粒度、含水量及洗矿设备的结构等因素而定。常用的洗矿设备有洗矿筛（格筛、振动筛、圆筒筛）、槽式洗矿机、圆筒洗矿机等。洗矿后的净矿，有的需要进行破碎，有的可以作为合格粒级。洗出的泥，若品位接近尾矿品位，则可废弃；若品位接近原矿品位，则需进行选别。

由于原矿性质的不同，洗矿的方式和细泥的处理等不同，因而流程多样，现列举一例。原矿为矽卡岩型铜矿床，含泥 6～11%，含水 8%左右，其洗矿流程如图 4－2－4 所示，破碎流程为三段一闭路。为使破碎机能安全、正常地生产，第一次洗矿在格筛上进行，筛上产物进行粗碎，筛下产物进入振动筛再洗。第二次洗矿后的筛上产物进入中碎，筛下产物进螺旋分级机分级、脱泥，分级返砂与最终破碎产物合并，分级溢流经浓密机缓冲，脱水后，进行单独的细泥磨矿、浮选。

第二节　磨矿流程

一、磨矿段数的确定

磨矿机通常和分级机结合组成磨矿分级机组进行工作。磨矿机将被处理物料磨碎，分级机则将磨碎产物分为合格产物和不合格产物。不合格产物返回磨矿机再磨，以改善磨矿过程。分级机作业及分级返砂所进入的磨矿作业则组成一个磨矿段。分级作业可以是预先分级、检查分级、控制分级或同时包括两种分级作业。两段磨矿时第一段使用棒磨的磨矿段也可以不带分级作业。

影响确定磨矿段数的主要因素是：矿石的可磨性和矿物的嵌布特性，磨矿机的给矿粒度、磨碎产物的要求粒度、选矿厂的生产规模、分别处理矿砂和矿泥的必要性，以及进行阶段选别的必要性等。实践证明：采用一段或两段磨矿流程，可以经济地把矿石磨到选别所要求的任何粒度，而不必采用更多的磨矿段数。磨矿段数增加到两段以上，通常是由进行阶段选别的要求决定的。

一段磨矿流程与两段磨矿流程相比较，一段磨矿流程的主要优点是：分级机的数目较少，投资较低；生产操作容易，调节简单；没有段和段之间的中间产物运输，多系列的磨矿机可以摆在同一水平上，因而设备的配置较简单；不会因一段磨矿机或分级机的停工而影响另一磨矿段的工作，因而停工损失小；各系列可以安装较大型的设备。一段磨矿流程的缺点是：磨矿机的给矿粒度范围很宽，合理装球困难，磨矿效率低；一段磨矿流程中的分级溢流细度一般为 -200 目占 60% 左右，不易得到较细的最终产物。

根据上述特点，凡是要求最终磨碎产物粒度大于 0.2～0.15 毫米（即 -200 目占 60～72%）时，一般都应该采用一段磨矿流程。在小型选矿厂中，为了简化磨矿流程和设备配置，当磨矿细度要求 -200 目占 80% 时，也可以采

用一段磨矿流程。

两段磨矿流程的突出优点是可以在不同的磨矿段中分别进行矿石的粗磨和细磨。两个磨矿段又可分别采用不同磨矿条件：粗磨时，装入较大的钢球并采用较高的转速，有利于提高磨矿效率；细磨时，则装入较小的钢球和采用较低的转速，同样能提高磨矿效率。

两段磨矿流程的另一个很大的优点是适于阶段选别。在处理不均匀嵌布矿石及含有大比重矿物的矿石时，在磨矿循环中采用选别作业，可以及时地将已单体解离的矿物分选出来，防止产生过粉碎现象，有利于提高选矿的质量指标；同时可以减少重金属矿物在分级返砂中的聚集，能提高分级机的分级效率。

因此中型和大型选矿厂，当要求磨矿细度小于 0.15 毫米时，采用两段磨矿较经济。此时，磨碎每吨矿石的电能消耗较少；磨矿产物的粒度组成比较均匀，过粉碎现象少，能提高选别指标。

二、一段磨矿流程

采用一段磨矿流程时，磨矿机开路工作容易产生过粉碎现象。通常，磨矿机都是与分级机构成闭路循环。常用流程有以下三种，如图 4－2－5 所示。

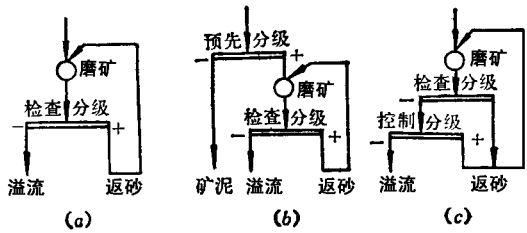


图 4－2－5　一段磨矿流程

（*a*）－带检查分级的一段磨矿流程；

（*b*）－带预先分级和检查分级的一段磨矿流程；

（*c*）－带控制分级的一段磨矿流程

带检查分级的一段磨矿流程是应用最广泛的一段磨矿流程。矿石直接给入磨矿机，给矿最适宜的粒度一般为 6～20 毫米。磨矿后的产物进入检查分级机分出大部分合格的粒级，不合格的粒级返回磨矿机构成循环负荷。检

查分级机与磨机闭路工作,一方面可以控制合格产物中的最大粒度;另一方面由于循环负荷的存在,能增加单位时间通过磨机的矿石数量,缩短矿石通过磨机的时间,从而可以减少过粉碎现象,并且能提高磨矿效率。

当处理含有大量(15%)合格产物的细粒矿石、以及有必要将原生矿泥和矿石中所含可溶性盐类预先分出单独处理时,可采用带预先分级和检查分级的一段磨矿流程。预先分级的目的在于除去磨矿机给矿中粒度合格的产物,从而增加磨矿机的生产能力;或者分出矿泥,以便单独处理。预先分级一般在机械分级机中进行,为了防止机械过分磨损,给矿粒度的上限不应超过 6~7 毫米。为了合理地进行预先分级,给矿中合格粒级的含量不应小于 14~15%。利用预先分级分出来的原生矿泥和可溶性盐类,如果和磨碎产物的性质相差较大,则单独处理能提高选别指标。若无单独处理的要突,则流程中的预先分级作业和检查分级作业可以合并成一个作业。

当要在一段磨矿的条件下得到较细的产物,或必须利用一段磨矿流程进行阶段选别时,可采用带控制分级的一段磨矿流程。在进行机械分级时,总有一些在粒度上不合格的颗粒不可避免地混入溢流中,采用控制分级可以获得较细的粒级。但是,这种流程中,检查分级溢流的矿量大于原给矿的重量,需要较大的分级面;同时造成磨矿机的给矿粒度不均匀,合理装球困难,使得磨矿效率降低;并且由于被分出的溢流量变动大,致使分级机工作也不稳定。这些原因限制了控制分级的应用。这种流程和适于细磨与进行阶段选别的两段磨矿流程相比较,唯一的优点是可利用一台磨矿机代替两段流程中所安装的两台磨矿机,但这个优点只在小型选矿厂才有意义。在大型或中型选矿厂总要安装几台磨矿机,因此,在大型或中型选矿厂采用带控制分级的一段磨矿流程是不合理的。

三、两段磨矿流程

为了得到较细的磨矿产物以及需要进行阶段选别时,经常采用两段磨矿流程。进行阶段选别时,第一磨矿段的产物进入第一段选别,选得精矿,其尾矿或中矿(有时可能是混合精矿或粗精矿)经第二段磨矿后,再进入第二段选别。

根据第一段磨矿机与分级机的联接方式的不同,两段磨矿流程可分为三种类型:第一段开路;第一段完全闭路;第一段局部闭路。第二段磨矿机总是闭路工作。否则,将不能有效地加以利用。第二段前的预先分级在各组流程中都是必要的,因为第一段磨矿后一定会产生大量粒度合格的产物。第一段磨矿前是否使用预先分级,和一段磨矿流程相同,取决于原矿中细级别的含量。

(一)第一段开路的两段磨矿流程

第一段开路的两段磨矿流程中,应用较广的几种形式如图 4－2－6 所示。

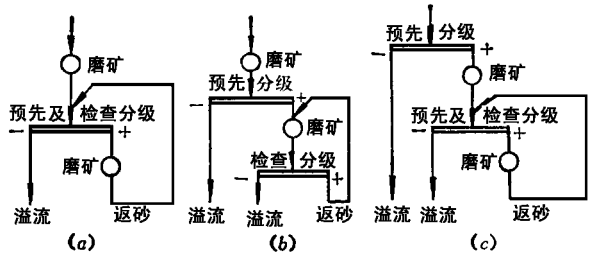


图 4－2－6　第一段开路的两段磨矿流程

这类流程的主要优点是:没有溢流的再分级,每个矿粒只通过分级机溢流堰一次,需要的分级面较小;负荷是经过第一段磨矿的排矿直接传给第二段,没有磨矿段之间的分配问题,调节比较简单,能在两段磨旷时得到粒级较细的磨矿最终产物。第一段开路工作的磨矿机以选择棒磨机最为有利(见第十二章第四节),在大型选矿厂中采用这种流程,可使破碎流程在开路情况下有效地工作。

这类流程的缺点是:为了使开路的磨矿机能有效地工作,必须使第二段磨矿机的容积大大超过第一段磨旷机的容积。由于开路工作磨矿机的排矿粒度较粗,且浓度大,必须用较陡的自流运输溜槽,或专门的机械运输装置,才能将第一段磨矿机的排矿传递给第二段磨矿,配置较复杂,管理也不方便。因此,这种流程只有在大型厂中才有条件采用。

图 4－2－6 中(a)流程和(b)流程的区别在于,前者的预先分级和检查分级是合一的,后者是分开的。采用后者有可能分出原生矿泥、原矿中所含可溶性盐类,以及第一段磨矿时的易碎部分,它们在单独的循环中选别,可以

改善选别效果。但是,由于原生矿泥和易碎部分已从第一段分级机中分出,第二段分级机只处理粒状物料,这种情况在磨碎产生次生矿泥较少的结晶状矿石时,将会恶化检查分级机的工作。流程(*c*)先进行预先分级,只有在含原生矿泥较多并有分出单独处理的必要时,才予采用。

由于这类流程没有溢流的再分级,不易得到较细的产物,产物中 -200 目粒级的平均含量只能达到 65% 左右。需要得到更细的磨矿产物时,应采用第一段全闭路的两段磨矿流程。

(二)第一段完全闭路的两段磨矿流程

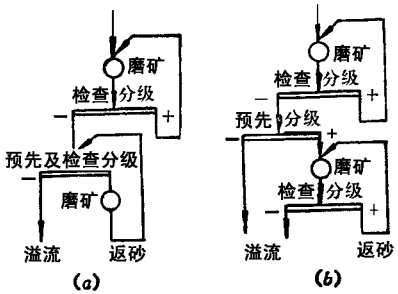


图 4-2-7　第一段全闭路的两段磨矿流程

第一段完全闭路的两段磨矿流程是常用的两段磨矿流程。常见的流程形式如图 4-2-7 所示。

这种流程,常用于处理硬度较大,嵌布粒度较细的矿石,以及在要求磨矿细度达 0.15 毫米以下大型和中型选矿厂。采用这种流程时,磨矿细度能达 -200 目占 80~85%。

正确地分配第一段和第二段磨矿机的负荷,是使磨矿机达到高产的重要条件。如果第一段分出过细的产物,则第二段磨矿机将出现负荷不足,使磨矿机的总生产能力降低。如果在第一段分出过粗的产物,将使第一段负荷不足,第二段负荷过多,同样会降低磨矿机的总生产能力。两磨矿段间负荷的合理分配,可由适当控制第一段分级机的溢流粒度来达到,实际上溢流粒度的改变系借溢流浓度进行调节。

该类型流程的缺点是:两段之间的负荷调节困难;不能得到大于 0.2 毫米的最终产物,因为要在第一段分级机中得到粗粒溢流,会使该分级机不能有效

地工作；由于全部矿石须两次通过溢流堰，所需的总分级面大，设备投资较高。

该流程的优点是：可能达到的磨矿细度比其它流程均高，可以实现细磨；设备的配置比第一段开路时简单，因为第一段闭路时的负荷是通过分级的溢流传递给第二段的，可用较小坡度的溜槽来输送溢流，因此两段的磨矿机可以安装在同一水平上。

图 4－2－7 中流程（a）和（b）的区别仅在于第二段的分级，前者的预先分级和检查分级是合并的，后者是分开的。采用流程（b）时，原生矿泥和矿石中的易碎部分不再进入第二段的检查分级机，对于产生次生矿泥少的矿石，第二段分级机的工作可能不稳定，因而会降低分级效率。采用流程（a）时，当破碎车间的最终产物粒度减小时，磨矿机的生产能力会有所增加，这时分级机可能成为磨矿车间的薄弱环节。在这种情况下，可以改用流程（b），或安装补充的中间分级机。

（三）第一段局部闭路的两段磨矿流程

局部闭路的常见流程形式如以图 4－2－8 所示。

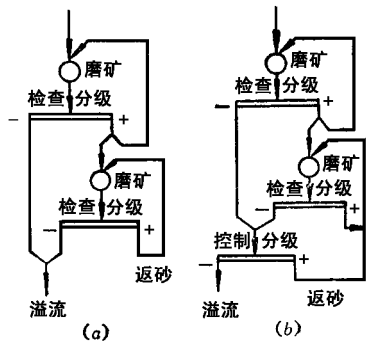


图 4－2－8　第一段局部闭路的两段磨矿流程

局部闭路流程的优点是：没有各磨矿段的负荷分配问题，调整比较简单；各段均可得到任何数量的循环负荷；可得到比两段闭路磨矿流程产物较粗的最终产物，可以避免贵重金属聚集于磨矿循环中。

局部闭路流程的缺点是：返砂从第一段运输到第二段，需要用坡度大的溜槽或采用运输机械；第二段磨矿的检查分级，在处理产生少量的次生矿泥的矿石时，会引起分级机工作的困难。

图 7－8 中，流程（a）的每一矿粒只通过分级溢流堰一次，需要的分级面

不大，但却难于得到较细的最终产物。流程（b）中溢流经过了控制分级，能得到较细的最终产物，但需要安装大量的分级机。

由于多段磨矿流程配置复杂，调整困难。只有当处理嵌布非常复杂的矿石，为了避免有用矿物的大量泥化，必须在其解离后立即选出来时，亦即需要多段选别时，方予以采用。

第三节　自磨流程

一、自磨流程的分类

按矿石自磨的磨矿段数，工艺调整方法或强化手段的不同，可分为如下几类：

（一）全自磨流程

（1）一段全自磨。是将开采出来的矿石，从原矿或经过粗碎后，直接给入自磨机，利用给入矿石本身作为磨碎介质，一次磨到选别要求的合格粒级。

（2）两段全自磨。矿石经过第一段自磨后，再给入第二段砾磨机进行细磨，直至达到合格的粒级。

（二）半自磨流程

（1）一段半自磨。为强化磨碎过程，在一段自磨中添加少许钢球介质。

（2）两段半自磨。在两段磨矿中，第一段采用自磨，第二段采用球磨。或者，第一段也是半自磨，第二段采用球磨。

（三）中间自磨流程

原矿经粗碎以后，从中筛出部分粗粒级，作为自磨的磨碎介质。其余粗碎产物继续进行中、细碎，破碎到相当于一般球磨机的给矿粒度后，给入自磨机进行自磨。

另外，根据自磨回路中有无粒度控制设施，或粒度控制设施的形式不同，又可将每段自磨流程分别称为开路、闭路、半闭路三种方式。

二、一段自磨流程

当磨碎中硬以下矿石，磨碎产品粒度要求较粗，－200 目占 60%左右时，可采用一段闭路自磨流程。

为了控制自磨产品的粒度，一段自磨均成闭路，且除了设有检查分级外，一般还设有控制分级。用作检查分级的设备有，圆筒筛、振动筛、弧形筛、螺旋分级机等。作为控制分级的设备，除个别采用螺旋分级机外，多数为水力旋流器。

一段自磨流程的特点是，工艺流程简单，配置简单，能充分发挥自磨技术的特点。

例 4－2－1 我国某磁选厂一段闭路全自磨流程。如图 4－2－9 所示。

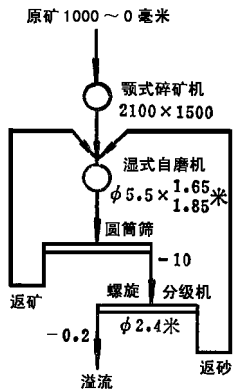


图 4－2－9　某磁选厂一段闭路全自磨流程

该矿区为产于辉石鞍山岩中的汽化高温热液矿，属大型贫磁铁矿。矿石比重 2.8～2.9，岩石比重 2.6。矿石硬度平均为 $f=8\sim16$，岩石很硬，两者平均相差一倍，并有 15.5%的易磨矿石。

原矿经颚式破碎机粗碎后，给入自磨机自磨，自磨机排矿由自磨机本身所带的圆筒筛先进行粗粒分级，＋10 毫米物料由自返装置返回自磨机，－10 毫米物料进入螺旋分级机分级，螺旋分级机返砂亦返回自磨机，分级溢流细度为－200 目占 60%左右，进行脱泥与磁选。

因采至深部，矿石变硬，以至难磨粒级积累，“胀肚”频繁。为解决此种问

题，现改为第一段半闭路自磨流程，如图 4－2－10 所示。

在自磨机的排矿格子板上开设 80×80 毫米的砾石窗，排出的物料经圆筒筛筛分后，筛上物破碎至 20～0 毫米，消除了难磨粒级。在分级溢流粒度与全闭路流程相似的情况下，自磨机的处理能力可提高 50%以上，按 0.2～0 毫米粒级计的利用系数由 0.64 吨/时·米^3 提高到 0.84 吨/时·米^3，提高了 30%，大大减少“胀肚”次数和处理“胀肚”所耗费的时间，操作较为稳定。

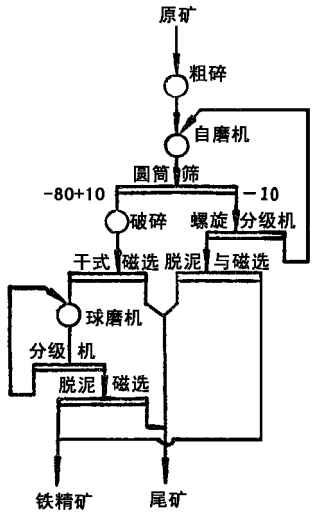


图 4－2－10　华东某选厂一段半闭路自磨流程

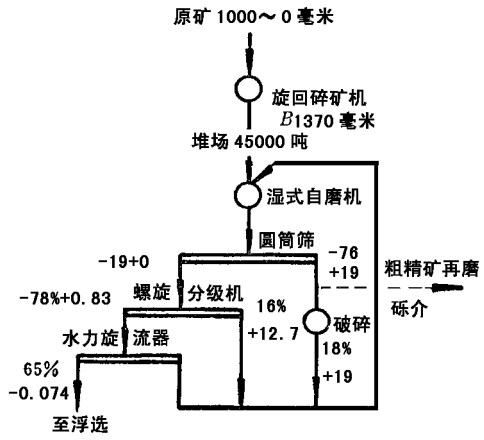


图 4－2－11　希米尔卡敏一段闭路自磨流程

例 4－2－2 加拿大希米尔卡敏(Similkameen)铜矿一段闭路自磨流程,如图 4－2－11 所示。

处理矿石属斑岩铜矿,含铜品位 0.53%设计日处理量 1500 吨/日,原矿经旋回破碎机粗碎后,粒度为 300～0 毫米,其中有 15%为 +230 毫米粒级,粗碎产物运至露天堆矿场堆存,然后用板式给矿机给至带式运输机再运入自磨机磨碎。自磨机排矿格子板上设有砾石窗,自磨机排矿经自磨本身所带圆筒筛筛分后,筛上产物用短头圆锥破碎机破碎,再返回自磨机,或作为粗精矿再磨的砾介。筛下产物进螺旋分级机和水力旋流器分级,返砂合并返回自磨机。溢流进浮选,最终铜精矿品位为 28%,回收率可达 90%。

在处理矿床上部矿石时,因矿石偏软,大块矿石不足,曾往磨机中添加少量钢球,采用半自磨。处理矿床下部矿石时,则用全自磨。

该流程的特点是,将自磨机内的难磨粒级引出破碎,消除它在循环负荷中聚集,调节了自然磨矿介质的粒度组成,能大大提高自磨循环的生产能力和降低了电耗。对于硬矿石和粘性矿石的自磨,在消除难磨粒级方面,这种方法比补加钢球更为有效。因补加钢球时,自磨机的衬板磨损加剧,增加了钢球消耗,处理碎钢球比较简单的办法是将其完全磨光而不使排出,这就使磨矿作业回路失去了灵活性。

三、两段自磨流程

当要求磨矿产物细度为 －200 目占 70%以上时,应采用两段自磨流程。两段自磨时,第一段自磨机可在闭路条件下工作,也可开路工作。第二段磨矿可采用球磨,亦可采用砾磨,但两者一般都在闭路条件下工作。

例 4－2－3 某磁铁矿两段半自磨流程,如图 4－2－12 所示。

该铁矿是我国目前最大的采用湿式自磨工艺的选矿厂。矿石比重为 3.4 吨/米^3,矿石普氏系数 $f=12\sim16$,岩石普氏系数 $f=10$,矿岩松散系数为 1.5 左右。要求磨矿细度为 85%－200 目。

生产初期采用两段全闭路半自磨流程图 4－2－12(a)。原矿粗碎至 350～0 毫米,给入温式自磨机磨碎,自磨机与高堰式螺旋分级机由泥勺机提升组成闭路。自磨机排矿经圆筒筛过筛后,+10 毫米物料返回自磨机,筛下物

料进螺旋分级机分级，返砂也返回自磨机，分级溢流细度为 50% －200 目左右。分级溢流经一段磁力脱水槽脱泥、脱水，并废弃部分尾矿后，进入第二段磨矿。第二段磨矿为溢流型球磨机与螺旋分级机组成的预检分级磨矿回路，分级溢流细度为 85% －200 目，合格溢流进磁选选别。两段闭路自磨流程的主要问题是，两段磨矿的负荷不平衡，往往第一段负荷高，第二段负荷不足，而且难以调节；同时，自磨机中易形成难磨粒级的聚集，致使自磨机的产最提不高，若加大给矿量，则自磨机造成“胀肚”。

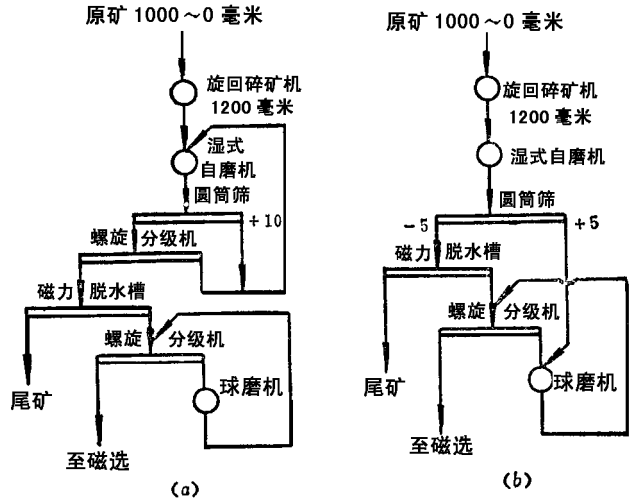


图 4－2－12　某铁矿两段半自磨流程

a－两段全闭路；b－两段一开路

针对上述存在问题，将原流程改为两段一开路，如图 4－2－12(b)。第一段自磨机开路工作，圆筒筛筛孔改为 5 毫米，取消了螺旋分级机，筛上产物不再返回自磨机，而给入第二段球磨机磨碎，筛下产物直接进磁力脱水槽和第二磨矿段。自磨机开路工作后提高了处理能力，第二段磨矿的负荷也得到提高，两段磨矿的负荷趋于平衡。

例 4－2－4　某铁矿两段半闭路半自磨流程。如图 4－2－13 所示。

该铁矿系处理磁铁矿，原矿含铁 44.80%，矿石比重 3.6，矿石普氏系数 f = 8～12。

生产实践中发现，湿式自磨的难磨粒级中有相当一部分是比重轻，品位低的岩石。因此，当难磨粒级从自磨机中排出后，可利用重介质选矿或矿石

有磁性时可利用磁滑轮等选矿方法抛除一部分大块脉石，而这部分脉石往往是较难磨的，这样就可减少返回自磨机或进入下段作业的矿量。

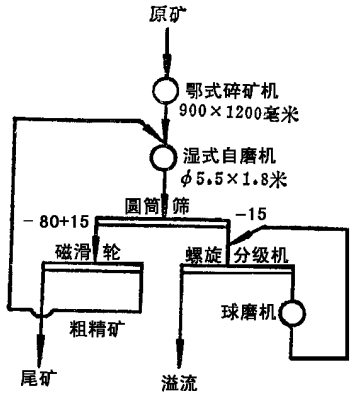


图 4－2－13　某铁矿两段半闭路半自磨流程

湿式自磨机格板上安设有 3 个 80 × 80 毫米的砾石窗，格子板孔为 15(10)毫米。从砾石窗及格孔排出的物料经圆筒筛筛分后，－80＋15 毫米粒级物料用磁滑轮磁选，可抛弃相当于自磨机给量 5～8%的废石，粗精矿返回自磨机再处理，－15 毫米粒级物料进入第二段磨矿，第二段磨矿为带预检分级的球磨机。

这种流程的特点是可提高自磨机的处理量 10～20%，同时可提高系统的给矿品位。

例 4－2－5：瑞典波立登公司瓦斯堡(Vassbo)铅锌矿两段一开路全自磨流程，如图 4－2－14 所示。

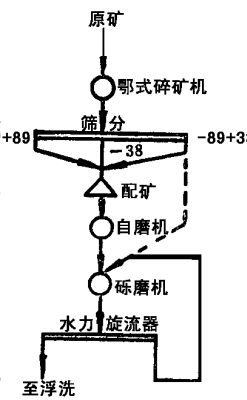


图 4－2－14　瓦斯堡铅锌矿两段一开路全自磨流程

瓦斯堡矿是石英状砂岩，矿石极其坚硬，可磨性约为 18 公斤＜325 目/千瓦·时。须磨到 50～55%为－325 目才获得最好的单体解离。

矿石在井下用颚式破碎机粗碎至－206 毫米，提升上来，然后筛分成－38、－89＋38 和＋89 毫米三个级别。三种粒级的矿石可以由不同的矿仓再混合配矿，以克服粒度上的不均匀。第一段自磨机开路工作，第二段为带检查分级的砾磨闭路。－89＋38 毫米的砾介从粗碎产物中筛出，贮于单独的矿仓中加入砾磨机。

采用两段全自磨与第二段用球磨的两段半自磨相比，在大多数情况下，前者是经济的。因为可从湿式自磨机排矿格子板上开设砾石窗，使部分砾石从中排出，既部分地解决了砾磨所需介质，也同时排出了难磨粒级、提高了自磨机的处理量。但这种流程也存在一些缺点：(1)在自磨工序前往往需设计从破碎产物中分取砾石的办法，这就使得流程复杂化；(2)由于砾磨产物较球磨产物粗，应采取措施将不适宜选别的粗粒级分出，较粗者返回自磨机，较细者返回砾磨机，这也使流程复杂化；(3)因为同规格的砾磨机的产量较球磨机小 $7.8/\delta_P$ 倍，故砾磨机的容积相应要大 $7.8/\delta_P$ 倍。这就增加了基建投资费用，但这一点可由节省了金属介质的消耗部分被补偿。

四、中间自磨流程

中间自自原则流程如图 4－2－15 所示。原矿经粗碎后，从中筛出 +150 毫米粒级作为自磨磨矿介质，然后按一定比例给入自磨机。自磨介质一般占原矿的 15～30%左右，视矿石性质而定。粗碎后筛出的筛下产物约占原矿的 70～85%进行中细碎，使其破碎到 －20 毫米，即相当于一般球磨机的给矿粒度，然后给入自磨机进行磨碎。这样，自磨机的给矿粒度及介质粒度的大小和数量都能得到控制。

中间自磨流程的特点是，将自磨的难磨粒度（即 30～70 毫米的临界颗粒）先用破碎的方法排除，以达提高自磨效率的目的。据一般资料介绍，可提高自磨效率 25～50%。不难看出，由于中间自磨流程既和传统的破碎疏程有相似之处，又具有自磨的某些优越性，因此，它为传统破碎流程的改造提供了依据。另一方面，由于它增加了中、细碎作业，流程复杂，投资大，相应带来洗矿、贮运等一系列问题，抵消了自磨技术的一些特点，故在新设计厂矿中较少采用。

五、砾磨流程

砾磨主要作为棒磨或自磨的二次磨矿设备，以进行细磨；少数情况下用于一次磨矿，代替棒磨进行粗磨。

例 4－2－6：我国某铜矿棒磨—砾磨流程，如图 4－2－16 所示。

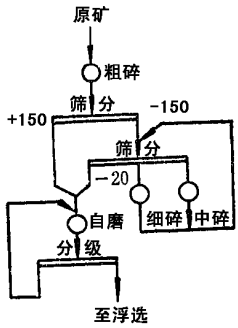


图 4－2－15　中间自磨原则流程

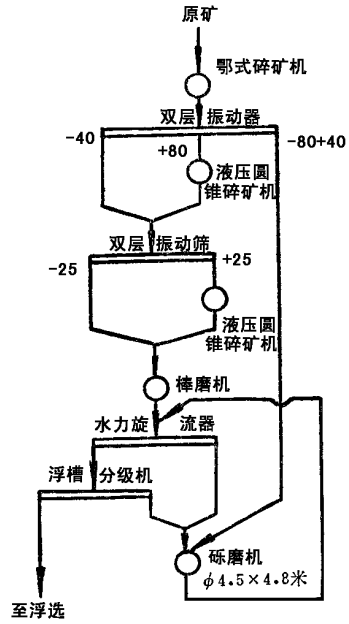


图 4－2－16　某铜矿棒磨—砾磨流程

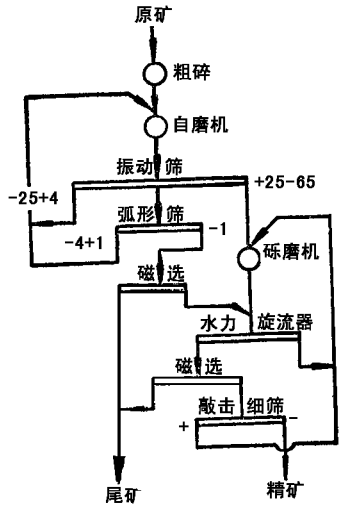


图 4－2－17　谢尔曼铁矿自磨—砾磨流程

该矿属含铜矽卡岩类型矿石，比重 3.2～3.6，**矿石硬度** f = 12～16，**要求磨矿细度** －200 **目占** 65%。

此流程的特点是：原矿经三段破碎，破碎到 -25 毫米以后，给入棒磨机进行粗磨，再入砾磨机进行细磨，砾磨介质从粗碎产物中由筛分获得，砾磨中难磨粒级间断排出返回棒磨机处理。砾介的大小和数量容易控制，生产条件比较稳定，操作容易掌握，对矿石的适应性较广泛。

例 4-2-7：加拿大克利夫斯公司谢尔曼铁矿自磨-砾磨流程。如图 4-2-17 所示。

原矿经粗碎后进自磨机粗磨，再进砾磨机细磨。砾磨的砾介取自自磨机，在自磨机排矿端每块格子板上均设有 2 个 65 毫米的方孔，从中排出的矿将在 25 和 4 毫米的双层振动筛上进行筛分，4～25 毫米的粒级返回自磨机，而 25～65 毫米的粒级作为砾磨的砾介。这样的砾介均是比较耐磨的砾石组成，可使砾介的耗量降低。在磨矿回路中设有磁选机，目的是尽早地丢弃尾矿，这样可以大量节省磨矿费用。另外，在回路中应用了弧形筛和敲击细筛，前者用来分级，后者用作选别。

例 4-2-8：芬兰奥托昆普公司克列蒂铜矿两段砾磨流程如图 4-2-18 所示。

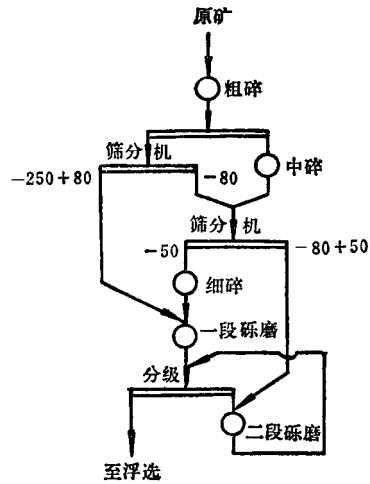


图 4-2-18　克列蒂铜矿两段砾磨流程

原矿经三段破碎后给入第一段砾磨机进行粗磨，粗磨的产物再进第二段砾磨机细磨。第一段砾磨机的砾介从粗碎产物中筛出，第二段砾磨的砾介从中碎产物中筛出。若第二段砾磨机的砾介消耗量大，所用砾介可从粗碎产物中筛出部分加以补充。

第三章　超细粉碎设备及工艺

第一节　超细粉碎设备及工艺概述

随着建筑材料、非金属矿及各种细粒难选金属矿加工业的发展，人们对矿物原料、材料深加工的要求越来越高，即要求物料“粒度细化、微细化”，质量“纯化、超纯化”及“功能系列化”。物料的“细化、微细化”是实现“纯化、超纯化”及“功能系列化”的前提，对于难选的矿物原料及物料，只有“细化”后，才能更有效地分离，除杂提纯，以达到“纯化、超纯化”之目的。细化过程会使物料粒子的一系列性质发生变化。因此，掌握规律，恰当控制细化过程，可使粒子的活性提高，功能性增强。近年来，世界各国对新的粉碎方法，尤其是超细粉碎方法的研究发展较快，各种型式的超细粉碎设备不断问世。常规的破碎、磨矿、分级设备及工艺，在有关教科书中已有详述，本章仅介绍几种最新的、主要的超细粉碎设备及工艺技术。

物料在粉碎力作用下产生形状、大小不同的粉粒体的过程谓之粉碎。粉碎的目的在于减小颗粒尺寸或者使目的矿物与非目的矿物达到单体解离。细粉碎设备的产品粒度要求应达到 -325 目占 90% 以上，而超细粉碎设备的产品粒度则要求达到微米级或亚微米级。

迄今为止的超细粉碎方法主要是机械粉碎，包括高速机械冲击式磨机、气流磨、振动磨、搅拌磨、胶体磨、雷蒙磨、辊压磨等各种粉碎设备以及作为配套设备的精细分级、产品输送、介质分离、除尘、脱水、检测控制等工艺设备，构成完整的超细粉碎工艺系统。在工艺上又有开路、闭路、湿法、干法之分。

超细粉碎设备可归纳划分为以下几类：

超细粉碎机
- 冲击式磨机
  - 高速机械冲击式磨机
  - 各种型式的气流磨机
- 磨介运动式磨机——搅拌磨、振动磨等
- 无磨介运动式磨机——雷蒙磨、胶体磨、辊压磨等

第二节　冲击式超细粉碎设备及工艺

冲击式磨机，按其冲击研磨作用的方式可以分为两类：一类是高速机械冲击式磨机，它是依靠高速旋转的工件（棒或锤等）冲击或打击颗粒，使其粉碎；第二类是气流磨，利用高速气流或过热蒸气使颗粒加速、相互冲击、碰撞或与器壁冲击碰撞而被粉碎。

一、高速机械冲击式磨机

高速机械冲击式磨机是利用围绕水平或垂直轴高速旋转的回转体（棒、锤、叶片等），对给料以激烈的冲击，使其与固定体碰撞或引起颗粒之间冲击碰撞，以较大的力量使颗粒粉碎的超细粉碎设备。如日本生产的超细粉碎机（super micron mill）、辽宁化工机械厂生产的 CX350 型、咸阳非金属矿研究所生产的 CM 系列超细粉碎机、辽宁瓦房店市化工机械厂生产的 CX 系列超细粉碎装置等等，均属于高速机械冲击式磨机。

图 4－3－1 为超细粉碎机的结构和工作原理示意图。它由机座（1）、机壳（13）和在机壳上装的衬套（7a、b）、撞击销（9a、b）、隔环（11a、b）（把机壳分为第一、二粉碎室、鼓风机室）、由两端轴承（3a、b）支承的水平主轴（15）、装在轴上位于第一、二粉碎室内的两组粉碎叶轮（8a、b）、内分级叶轮（10a、b）和在鼓风机室内的风机叶轮（14）所构成。通过皮带轮（16）带动进行高速旋转。在第一、二粉碎室内分级叶轮下方还装有排渣装置（2）。为了连续加料，在粉碎机的加料装置（4）入口处装有加料器（5）（圆盘式或螺旋式定量加料器）。

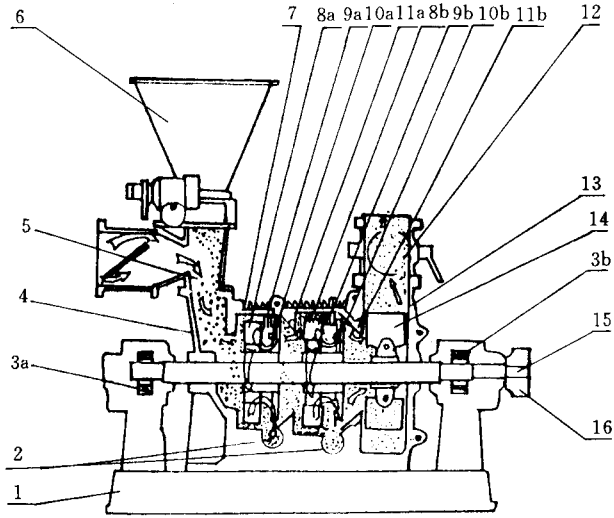


图 4－3－1　超细粉碎机

1－机座；2－排渣装置；3a、b－轴承座；4－加料装置；
5－加料器；6－加料斗；7－衬套；8a、b－叶轮；
9a、b－撞击销；10a、b－内分级叶轮；11a、b－隔环；
12－蝶阀；13－机壳；14－风机叶轮；15－主轴；16－皮带轮

超细粉碎机的粉碎及内分级原理如下：将小于 10mm 的颗粒物料，由加料器定量地连续经加料装置加至第一粉碎室内，第一段粉碎叶轮(8a)的五个叶片具有 30°的扭转角，有助于形成旋转风压，但第二段的分级叶轮(10a)相对应的五个叶轮不具有扭转角，所以形成气流阻力。第一段叶轮形成的风压在第一粉碎室内引起气流循环，随气流旋转的颗粒之间相互冲击、碰撞、摩擦、剪切，同时受离心力的作用，颗粒冲向内壁并受到撞击、摩擦、剪切等作用，被反复地粉碎成细粉。第二段分级叶轮还具有分级作用。细粉在分级叶轮端部的斜面和衬套锥面之间的间隙内继续被粉碎，但最有效的粉碎作用是在第一、二段叶轮之间的滞流区，由于叶轮高速旋转(圆周速度为 50m/s)，物料被急剧地搅拌，颗粒相互冲击、摩擦、剪切，导致粉碎。由上述作用，颗粒被粉碎到数十到数百微米。

分级是由第二段分级叶轮所产生的离心力和隔环内径之间所产生的气流吸力来决定的。若颗粒受到的离心力大于气流吸力，那么颗粒继续留下来被粉碎；若颗粒受到的离心力小于气流吸力，颗粒就被吸向中心随气流进入

第二粉碎室。由于第二粉碎室的粉碎叶轮(8b)和分级叶轮(10b)直径比第一粉碎室的叶轮大,因此旋转速度(55m/s)更高,且第三段叶轮(8b)叶片扭转角(40°)也大,所以造成的风压更大,颗粒之间相互冲击等作用力也更大,因此粉碎效果增强,同时因粉碎室直径增大而使风速减缓,分级精度提高。这样可使细颗粒粉碎到几到数十微米。

超细粉被气流吸出经鼓风机室排出机外,捕集、筛析。该机有一套排渣装置,可将沉降到粉碎室底部的硬度大、比重大的杂质(或颗粒)通过排渣孔和排渣装置的螺旋器不断地排出机外,从而可提高成品的质量和纯度。

超细粉碎机的产品粒度可通过调节风量、分级叶轮与隔环间隙、隔环直径、排渣量等工艺参数来加以控制。对于不同的物料要通过试验来确定最佳参数。该类型机一般适用于莫氏硬度 5 级以下的物料的超细粉碎。它广泛应用于颜料、涂料、农药、化工原料、非金属矿等的超细粉碎加工。

超细粉碎机的粉碎方式可以采用开路式粉碎工艺,亦可采用闭路式(与微细分级机串联)粉碎工艺,如图 4－3－2、4－3－3 所示。前者工艺流程简单,设备少,占地面积小,操作方便,但粉碎产品的粒度分布范围宽;后者产品粒径可以选择,粒度分布均匀,产品纯度高。

超细粉碎机因具有两级细粉碎和内分级系统,所以粉碎效率高,而动力消耗却低于气流粉碎磨机,粉碎产品平均粒径在 3 ~ 100μm 之间,整机系统可在负压下操作,减少粉尘飞扬,作业环境好。

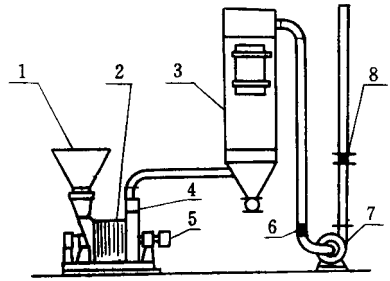


图 4－3－2　开路式粉碎工艺流程示意图

1－加料器;2－超细粉碎机;

3－袋式脉冲捕集器;4、6、8－阀门;

5－星形排料器;7－风机

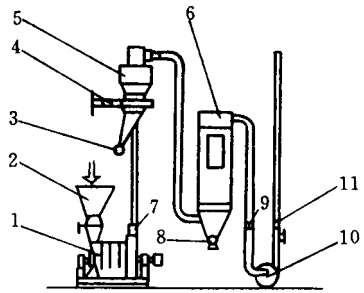


图 4－3－3　闭路式粉碎工艺流程示意图

1－超细粉碎机；2－加料器；3、8－星形排料器；

4、7、9、11－阀门；5－微细分级机；

6－捕集器；10－风机

二、气流磨

高压气流磨是一种较成熟的超细粉碎技术，它是利用高速气流（300～500m/s）或过热蒸汽（300～400℃）的能量使颗粒相互产生冲击、碰撞和摩擦，进而导致颗粒超细粉碎。

目前工业上应用的气流磨可归纳为以下几种类型：

①扁平（水平圆盘）式气流磨；

②对喷式气流磨；

③塔靶式气流磨；

④流态化床逆向气流磨；

⑤循环管式气流磨。

（一）扁平式气流磨

美国斯特蒂文特磨机公司（Sturtevant Mill Co.）是目前世界上著名的扁平式气流磨的生产厂家，它生产各种规格的 Micronizer 气流磨机，其产品平均粒度 4～0.25μm。美国喷射微粉磨公司（Jet Pulverzer Co.）生产 Micro－Master 型扁平式气流磨，其规格为 φ25.4～1066.8 mm，产品平均粒度 5～0.33 μm。美国能流加工和装备公司（Fluid Energy Equipment Co.）生产的 Micro－Jet 扁平式气流磨为上排气下卸料型，产品平均粒度为 5～0.25μm。日本日曹公司生产的 U－Mizer 超声速气流磨，采用下排气下卸料型。采用超声速缩扩型

喷嘴，气流自喷嘴出来的速度达 2.5 马赫以上。

我国上海化工机械三厂生产 QS 型气流磨，产品平均粒径 1.38 ~ 0.35μm；宜兴化工机械厂生产的 GTM 型系列气流粉碎机，其产品粒度 < 5μm；还有四川绵竹化工机械厂、南京油脂化工厂、长沙矿山研究院等也生产扁平式气流磨。图 4 - 3 - 4 为扁平式气流磨的结构原理示意图。其粉碎过程为：高压气流经入口(5)进入气流分配室(1)中。分配室(1)与粉碎分级室(2)相通。气流在自身压力下，强行通过喷嘴时，产生高达每秒几百米乃至上千米的气流速度。待粉碎的物料经过文丘里喷射式加料器(4)进入粉碎分级室(2)的粉碎区，在高速喷射气流作用下发生粉碎。由于喷嘴与粉碎室(2)的相应半径成一锐角 α，所以气流夹带着被粉碎的颗粒作回转运动，把粉碎合格的颗粒推到粉碎分配室中心处，进入产品收集器(7)。这种收集器实质上就是一个旋风分离器，与常规的旋风分离器不同之处仅在于夹带颗粒的气流由其上口进入，颗粒物料沿产品收集器(7)的内壁螺旋形地下降到贮斗(8)中。废气流则夹带着大约 5% ~ 15% 的细颗粒经排出管(6)排出，可进一步收集回收。

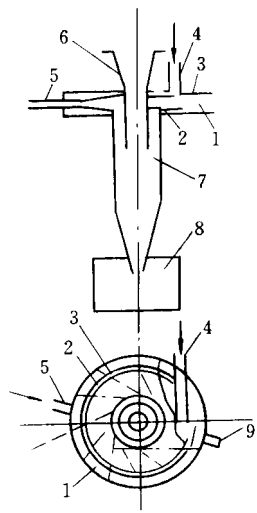


图 4 - 3 - 4　扁平式气流磨结构示意图

1 - 气流分配室；2 - 粉碎分级室；3 - 气流喷嘴；4 - 喷射式给料器；5 - 高压气流入口；6 - 废气流排出管；7 - 产品收集器；8 - 产品贮斗；9 - 排污口

该类型气流磨广泛用于化工原料及非金属矿等的超细粉碎。

(二)对喷式气流磨

对喷式气流磨是一种使物料在超音速气流中自身产生对撞而实现粉碎的装置。它克服了传统靶面撞击式和环形旋转式气流粉碎机磨体易被磨损这一弱点,可以加工莫氏硬度 9.5 以下较脆金属和非金属物料。

喷射磨的早期代表机型是 Blaw Knox Jet Mill,它装有四个相对的喷嘴,其结构示意图见图 4-3-5。粉碎过程是:物料经螺旋加料器(3)推进到喷射式加料器(9)中,被加料气流吹入粉碎室(6),在这里被来自四个喷嘴的喷气流所加速,并相互撞击而粉碎。被粉碎物料在一次分级室(4)中作初步分级之后,较粗的颗粒返回粉碎室(6)被进一步粉碎。较细的颗粒进入风力分级器(1)中作进一步分级。为了更好地把粗细粒分离,要经过入口(2)向风力分级器通入二次风。

调节粉碎喷射器的混合管尺寸、气流压强、温度以及分级器的转速等,可以较大幅度地调整产品细度。

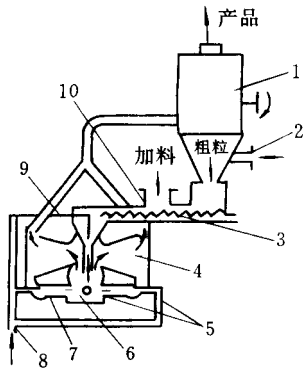


图 4-3-5　布劳—诺克斯型气流粉碎机示意图

1-风力分级器;2-二次风入口;3-螺旋加料器;4-一次分级室;5-喷嘴;6-粉碎室;7-喷射器混合管;8-气流入口;9-喷射式加料器;10-物料入口

图 4-3-6 为 Trost Jet Mill 的结构示意图,该磨机粉碎部分采用对喷气流磨结构,而分级部分则采用扁平式气流磨的结构,因此它兼有两者的特点。被粉碎的物料随气流上升到分级室(2),在这里形成主旋流,使颗粒发生分级。粗粒处于分级室外围,在气流带动下返回粉碎室(6)进一步粉碎。细粒

经产品出口(1)排出到机外,再进行固气分离,成为产品。

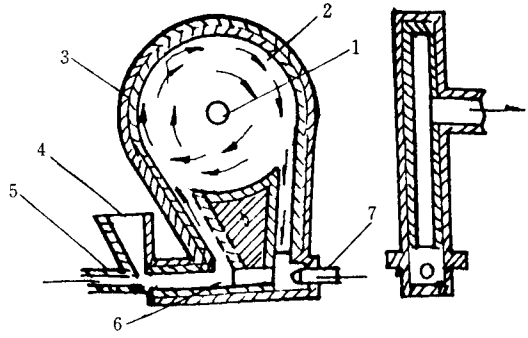


图 4－3－6　Trost Jet Mill 的结构示意图

1－产品出口;2－分级室;3－衬里;4－料斗;

5－加料喷嘴;6－粉碎室;7－粉碎喷嘴

近年来国内有不少厂家研制该类型气流磨。其中中国航空工业总公司沈阳飞机研究所生产的 QLM 系列超微粉气流粉碎机即属喷射式气流磨。其主要技术参数和生产应用实例见表 4－3－1、表 4－3－2。

表 4－3－1　QLM 型系列超微粉机技术参数

型　　号	QLM－Ⅰ	QLM－Ⅱ	QLM－Ⅲ	QLM－Ⅳ	QLM－Ⅴ
进料粒度/目	200～350				
出料粒度/μm	0.15～20				
功率/kW	35	75	150	320	1000
用水量/$t \cdot h^{-1}$	风冷	6	8	24	40
设备占地面积(不包括压缩机房)/m^2	6×3	6×3	9×4	13×4	15×6

表 4－3－2　QLM－Ⅳ型磨生产应用实例

物　　料	滑石粉	α－氧化铝	铝英砂	碳化硅
进料粒度/目	325	325	325	200
产品平均粒度/μm	1.3	1.6	3.9	2.5
最大粒径/μm	10	10	15	25
产量/$kg \cdot h^{-1}$	>435	>120	>130	>90

由中科院三环粉体高技术公司生产的 QLM 型对撞式气流磨,其工艺流程见图 4－3－7。其粉碎过程是将压缩气体从特殊设计加工的喷嘴射入研

磨室(3),使物料流态化,物料在超音速的喷射气流中被加速,在各喷嘴交汇处汇合,自身相互碰撞而达到粉碎。被粉碎的产品随上升气流输送到涡轮式超微细分级器(2)中。由分级器选分出合格微粒,随气流进入旋风分离机进行固气分离,成为最终产品。由分级器分选下的粗颗粒自动返回粉碎室继续被粉碎。粉碎用的气体在系统内循环使用,整个系统闭环运行,因此对环境无污染。

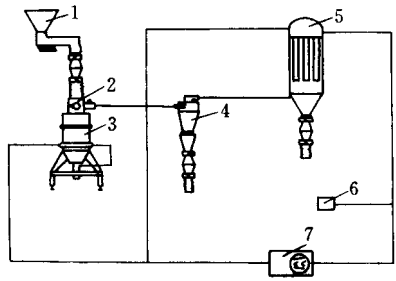


图 4－3－7　QLM 型设备工艺流程图

1－进料装置;2－分级机;3－研磨室;

4－旋风分离机;5－布袋除尘器;

6－新气装置;7－空气压缩机

(三)塔靶式气流磨

由合肥华光散体工程研究所和南通宏达散体工程设备厂研制生产的 QD400 型塔靶式气流粉碎机是最新型的塔靶式气流磨,该机结构新颖独特,兼具对喷、靶类、循环等粉碎机型的优点,是国际首创的专利产品(专利号:93213488.2/93214789.5)。其结构原理和设备工艺流程图分别示于图 4－3－8、4－3－9。其技术参数见表 4－3－3。

表 4－3－3　QD400 型塔靶式气流磨设备技术参数

粉碎室直径	Ø400	允许物料硬度	$M \leqslant 9.0$(莫氏硬度)
喷嘴数	8	最大进料粒度	$< 150\mu m$
工作压力	≥0.6MPa	最大出料粒度	$< 10 \sim 20\mu m$
耗气量	$10 \sim 12 m^3/min$	经济进料粒度	≤160～325 目
压缩机动力	75kW	出料平均粒度	$0.5 \sim 10\mu m$
辅助动力	< 10kW	生产能力	90～150kg/h

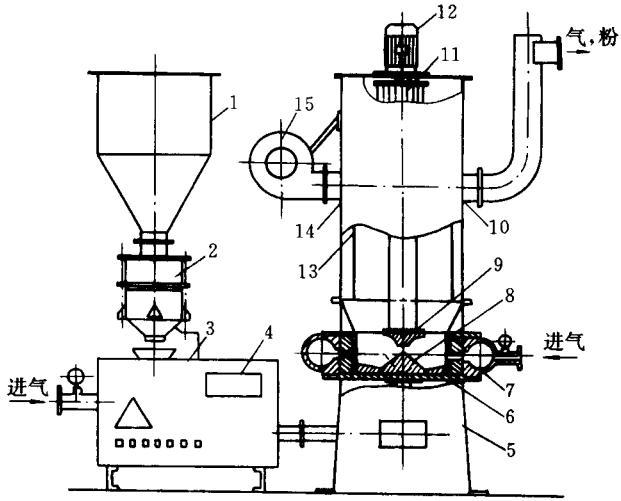


图 4－3－8　QD400 型塔靶式气流磨结构原理图

1－料斗；2－给料机；3－喷射泵；4－激振控制仪；
5－机座；6－底衬；7－气包；8－塔靶；9－反射靶；10－出料管；
11－分级转子；12－电机；13－内隔筒；14－沉降室；15－二次风机

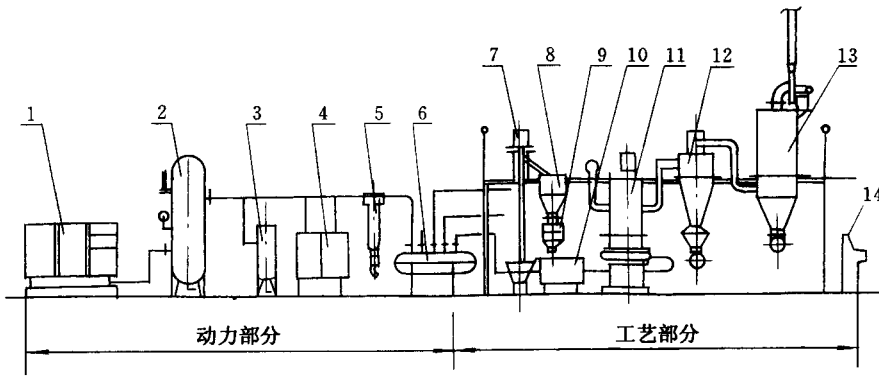


图 4－3－9　QD400 型塔靶式气流磨设备工艺流程图

1－压缩机；2－储气罐；3－空气净化器；4－冷冻干燥机；5－精密过滤器；
6－分气包；7－上料机；8－料斗；9－喂料机；10－喷射泵；11－塔靶式气流磨；
12－高效分离器；13－滤气机；14－电控柜

该机适合于各种莫氏硬度小于 9 的干、硬、脆物料的超微细粉碎。产品粒度分布范围窄，全自动作业，且全系统密闭作业，无污染。

(四)流态化床逆向喷射磨

流态化床逆向喷射磨是将逆向喷射原理与流态化床中的膨胀气体喷射

流相结合的产物。德国 Alpine 公司生产的 AFG 流态化床逆向喷射磨的原理结构如图 4－3－10 所示。

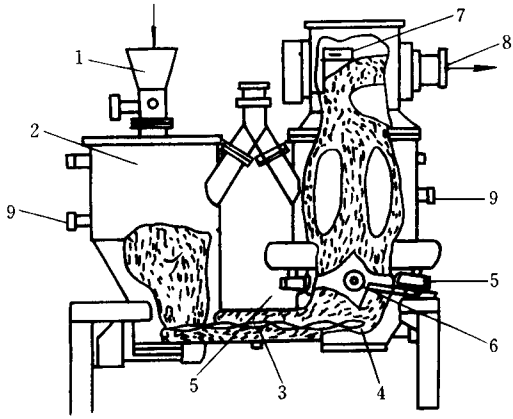


图 4－3－10　流态化床逆向喷射磨(AFG)

1－阀门；2－料箱；3－给料螺旋；4－粉碎室；5－喷嘴；
6－物料流态化室；7－超细分级器；8－产品出口；9－水平探测器

物料通过阀门(1)给入料箱(2)，螺旋将物料送入粉碎室(4)。空气通过逆向喷嘴喷入粉碎室使物料流态化。被加速的颗粒物料在各喷嘴交汇点汇合，颗粒因互相冲击碰撞而被粉碎。粉碎后的物料由上升气流送至涡轮式超细分级器(7)，细粒物料经产品出口排出后收集为产品；粗颗粒沿机壁返回粉碎室。料箱及粉碎室的料位由水平探测器(9)控制。

据文献介绍，该机较其它类型气流磨有如下优点：①能耗低，较其它类型气流磨可节能 30% ~ 40%；②内分级器的分级精度高，产品粒度分布范围窄；③噪音小，结构紧凑，占地面积小；④设备运转全自动化。

山东青州水泵厂生产的 LCF 系列流化床式超细粉碎分级机是国家专利产品(专利号：93232473.8)，其各项性能参数已达国际先进水平。主要技术参数见表 4－3－4。该机采用了分离式进气、进料系统，因而减少了喷管磨损，与偏平式、对喷式气流磨机比，喷管使用寿命提高 10 倍以上；采用具有特别隔离和气封结构的超细、高速卧式涡轮分级机，分级精度高；能耗低，与扁平式、对喷式气流磨相比节能 30% ~ 40%；粉碎可在相互碰撞的瞬间完成，不会改变物料的化学性质，粉碎过程中，由于气流急剧膨胀使气流温度下降

因而特别适合热敏性、低熔点物料的超细粉碎。

表 4－3－4　LCF 系列流化床式超细粉碎分级机参数

型　号 参　数	LCF—200 LCF—200A	LCF—350 LCF—350A
进料粒度/目	≤150	≤150
工作压力/MPa	0.7～10	0.7～1
耗气量/$m^3 \cdot min^{-1}$	≤12	≤18
粉碎硬度(莫氏级)	1～10	1～10
分级机转速/$r \cdot min^{-1}$	300～3200	300～3000
产品平均粒径/μm	0.5～80	0.5～80
生产量/$kg \cdot h^{-1}$	30～200	50～350

该系统可用来粉碎碳化硅、石墨、云母、滑石粉、高岭土、重晶石、锆英砂、氧化铝、PVC 塑料以及山楂、中药、产品添加剂、饲料、化妆品等。

(五)循环管式气流磨

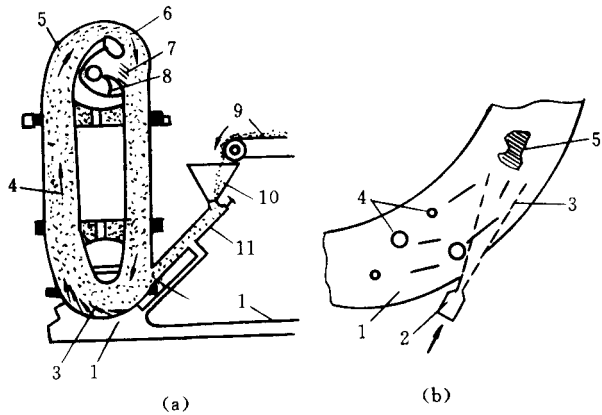


图 4－3－11　Jet－O－Mizer 型气流磨的结构及工作原理示意图

(a)　1－气流管；2－喷嘴；3－粉碎室；4－上行管；5、6－分级区；7－惯性分级装置；8－产品出口；9－加料器；10－料斗；11－喷射式加料器

(b)　1－粉碎室；2－喷嘴；3－喷气流；4－运动的颗粒；5－相互碰撞的颗粒

图 4－3－11 所示是目前应用最多的 Jet－O－Mizer 型气流磨的结构原理示意图。其粉碎过程是：物料经加料器(1)进入粉碎区(3)，气流经过一组喷

嘴(2)进入粉碎室,将物料颗粒加速,使之相互冲击而粉碎;气流旋流带着被粉碎的物料沿上行管(4)向上运动进入分级区(6)。在分级区,由于离心力场的形成和离心力与分级区轮廓的配合,使密集的颗粒流分层,细粒在内层、粗粒在外层。在细粒出口(8)处安装百叶窗式惯性分级器(7)。该型机的循环管式粉碎室的内腔截面不是真正的圆截面,循环管各处的截面也不相等,粉碎区和分级区的弧形部分不是圆周的一部分,即其曲率半径是变化的。这样的特殊结构,使颗粒离开粉碎区之后能迅速上升,进入分级区时又能加速,从而产生强大的离心力场,获得更精细的分级效果。

上海化工机械三厂生产的 QON 型循环管式气流粉碎机主要技术参数见表 4－3－5。

表 4－3－5　QON 型循环管式气流磨技术参数

型号 / 参数	QON75	QON100	型号 / 参数	QON75	QON100
粉碎压力/MPa	0.7～0.9	0.7～0.9	喷嘴数/只	4	6
加料压力/MPa	0.2～0.5	0.2～0.5	外形尺寸/mm	836×600×1500	1000×900×1870
宛气泥量/$m^3 \cdot min^{-1}$	6.5～9.38	15.2～20.6	质量/kg	350	650
生产能力/$kg \cdot h^{-1}$	50～150	100～500	空气入口法兰规格	P_g100　D_g70	P_g10　D_g80
进科场应/mm	<0.5	<0.8	出口直径/mm	140	180
粉碎比	5～50	5～50	加料口直径/mm	75	34
电机功率/kW	65～75	125～135	下降管直径/mm	75	100

第三节　磨介运动式磨机

球磨机、振动磨、搅拌磨等都是通过运动的磨矿介质,如球、圆柱体、立方体、棒等使物料粉碎的,故称之为磨介运动式磨机。这些磨矿介质对颗粒状物料施加冲击、研磨、摩擦、剪切等作用。被磨物料所受的力取决于介质的运动,粉碎结果则取决于介质大小、形状、配比、物料充填率、磨矿浓度、给料粒

度、研磨时间及介质运动方式等。

一、搅拌磨

搅拌磨(或旋转摩擦式磨机)主要由一个静置的研磨筒(内装小直径的研磨介质)和一个旋转搅拌器构成。由于最初使用的研磨介质是玻璃砂,故有时又称为砂磨机。搅拌磨有间歇式、连续式和循环式三种,如图 4－3－12 所示。

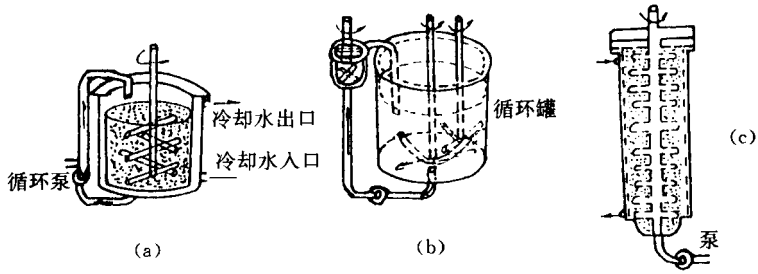


图 4－3－12　搅拌磨的类型
(a)间歇式　(b)循环式　(c)连续式

搅拌磨主要通过搅拌器搅动研磨介质产生冲击、摩擦和剪切作用使物料粉碎。在搅拌磨中,研磨介质不是作整体运动而是作不规则运动,这种不规则运动对物制产生三种作用力:磨介相互间的冲击力;磨介转动产生的剪切力、摩擦力;磨介填入搅拌臂所留下的空间而产生的撞击力。

间歇式搅拌磨主要由带冷却套的研磨筒、搅拌装置和循环卸料装置组成。冷却套内可通入不同温度的冷却介质,以控制研磨时的温度;循环卸料装置既可保证在研磨过程中物料循环,又可保证最终产品及时卸出。循环式搅拌磨由一台搅拌磨和一个大容积循环罐组成,循环罐的容积是磨机容积的 10 倍左右。连续式搅拌磨的研磨筒的高径比较大,其形状像倒立的塔体,筒体上、下装有格栅,产品的最终细度是通过调节进料流量从而控制物料在研磨筒内的'滞留时间'来保证的。

不同厂家生产的搅拌磨的主要差异是搅拌装置的结构和形式不同。归纳起来有浆状叶轮式、轴射状叶轮、穿孔盘式轮、辐射轴形搅拌器等。搅拌磨的转速受离心力和旋转半径的限制,一般情况下,转速介于 100 ~ 100r/min,搅拌器的圆周速度约为 4 ~ 20m/s。

研磨介质与产品料浆的分离装置常用圆筒筛。搅拌磨中一般使用球形磨介，用于超细粉碎时，介质球径一般小于 1mm。介质球径大小直接影响研磨效率和产品粒径。经验证明：为提高粉碎效率，研磨介质的粒径必须大于 10 倍的给料平均粒径。介质的粒度分布愈均匀愈好。磨介的密度对粉碎效率也起重要作用，密度越大，研磨时间越短。磨介的硬度必须高于被磨物料，以增大研磨强度。实践表明，磨介的莫氏硬度最好比被磨物料大 3 以上。常用的磨介有天然砂、玻璃珠、氧化铝球、氧化锆球、莫来石球、钢球、氮化硅球等。

搅拌磨一般用于湿磨，但也可用于干磨。郑州东方机器厂生产的 ZJM 周期式系列搅拌磨是国内专利产品，其主要技术参数见表 4－3－6。

表 4－3－6　ZJM 周期式搅拌磨技术参数

型号 / 参数	ZJM－20（实验室用）	ZJM—45	ZJM—65	ZJM—90	ZJM—120
球磨桶容积/L	7	70	230	580	360
料浆容积/L	4	35	110	308	720
球磨桶内径/cm	20	45	65	90	120
入料尺寸/目	40	40	40	40	40
出料尺寸/μm	60～0.5	60～0.5	60～0.5	60～0.5	60～0.5
主电机功率/kW	1.5	4.0	11	22	37
机体总高度/mm	1176	2088	2415	3445	3732
外形（长×宽）/mm	700×350	1370×900	1690×1120	1800×1370	2078×1770
机重/kg	300	800	1400	2800	4200

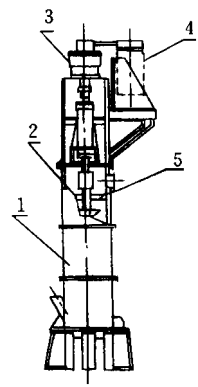


图 4－3－13　干式螺旋搅拌磨机

1－简体；2－螺旋搅拌器；3－减速器；4－电机；5－粗分离器

长沙矿冶研究院生产的 JM 系列立式螺旋搅拌磨为专利产品(专利号 90200524.3)。其结构示意图见图 4－3－13。它可与 GWF 系列干式微细粒分级机配套使用,其系统配置图见图 4－3－14。搅拌磨与分级机的主要技术参数见表 4－3－7、4－3－8。

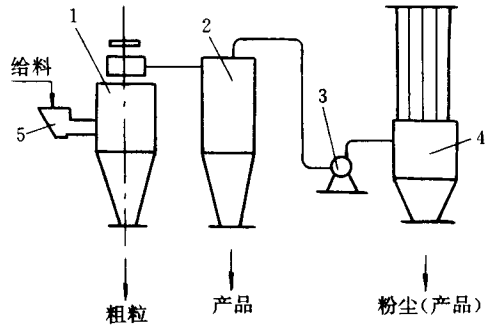


图 4－3－14　GWF 系列干式微细粒分级机系统配置图

1－分级机;2－旋风分离器;3－引风机;4－除尘器;5－给料斗

二、振动磨

振动磨是利用磨介(球或棒)在作高频振动的筒体内对物料进行冲击、摩擦、剪切等作用而使物料粉碎的细磨、超细磨设备。

振动磨按其振动特点分为惯性式和偏旋式振动磨;按筒体数目分为单筒式和多筒式振动磨;按操作方法又可分为间歇式和连续式振动磨。

表 4－3－7　JM 系列立式螺旋搅拌磨技术参数

型　　号	JM230	JM500	JM600	JM800	JM1100
产品细度/μm	2～45				
处理理/kg·h^{-1}	10～80	100～800	150～1000	300～2000	400～3500
电机功举/kg	3	11	15	22	45
设备质量/t	0.9	2.55	3.4	7.5	9.5

表 4－3－8　GWF 干式微细粒分级机主要技术参数

参数 / 型号	分级机功率 /kW	转子转速 /r·min^{-1}	风机功率 /kW	风　量 /m^3·min^{-1}	处理量 /kg·h^{-1}	产品细度 /μm
350	0.75	300～2400	3	15～30	20～100	5～100
500	2.2	200～2000	7.5	25～65	100～1000	5～100
800	4	100～1000	15	35～90	500～2000	5～100

烟台卓悦机械传动有限公司生产的 CZM900 超细振动磨机属于惯性、单筒、间歇式振动磨。整机由工作机体(包括振筒、衬筒、端板、气缸等)、电机、万向联轴节、同步装置、底座、排料控制箱、电控箱等部分组成。电机通过同步装置及万向联轴节,采用分离拖动形式将动力传递给工作机体上的激振器,带动工作机体及激振装置组成的参振体在复合弹簧隔振器上作高频率小振幅的横向平面内的椭圆振动,并使振筒内的磨介对物料产生不同方向的冲击和研磨,从而达到对物料超细粉碎的目的。

图 4－3－15 所示为两圆筒上下串联的连续式振动磨。

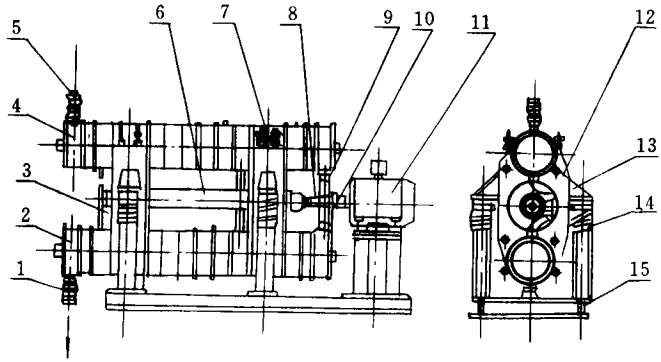


图 4－3－15　连续式振动磨

1－出料管;2－下筒体;3－冷却或加热管;4－上筒体;5－加料管;6－轴;7－紧固带;
8－万向节;9－连接管;10－联轴器;11－电动机;12－支撑板;13－支座;14－弹簧;15－机座

物料由加料管(5)加入上筒体内进行粗磨,被粉碎的物料通过带孔隔板,经上下筒体连接管被吸入下筒体,在下筒体内被磨成微细粒子。产品通过带孔隔板,经出料管(1)排出。

连续式振动磨的主要技术参数如下:

(1)筒体　筒体长度与直径之比一般取 6∶1。

(2)介质　磨介有钢珠、氧化铝珠、不锈钢珠、瓷球、钢棒等。可根据原料性质及要求的产品粒度来选择磨介材质及形状。介质充填率取 30% ~ 80% 为宜。

(3)原料与产品粒度　原料最大粒度约 40mm,研磨产品的粒度可在 2 ~ 3mm 至 1μm 范围内任意选择。研磨效率可通过调节研磨时间加以控制,一般物料的平均滞留时间约 10min。

国外使用较广的振动磨是德国 KHD 公司生产的 Palla 型振动磨。它是双筒式连续振动磨，其直径和长度分别达 200～650mm 和 1800～4300mm。还有日本川崎重工业株式会社生产的 RSM 连续式振动磨等，适合于各种硬度脆性物料的细磨与超细磨。

由西安冶金学院研制的 MGZ—1 型高幅振动磨，其主要技术参数、性能接近或超过了德国 Palla 型机，如：

	德国 Palla20U	中国 MGZ—1
规　格	ϕ200×1300	ϕ200×1300
振幅/mm	8	15
产量/$t\cdot h^{-1}$	0.05	1.5～4.0
功率/kW	4	55
比功耗/$kWh\cdot t^{-1}$	80	13.75～36.7
粉碎比	约 50	约 200～300

第四节　无磨介运动式磨机

雷蒙磨、胶体磨、高压辊磨、行星磨、离心磨等都是利用一对固定磨体和高速旋转磨体的相对运动产生强烈的剪切、摩擦、冲压等作用力使物料达到粉碎目的的设备。粉碎区内不充填任何研磨介质。

一、雷蒙磨

雷蒙磨又称悬辊式盘磨机。其结构如图 4－3－16 所示，辊子(2)的轴安装于梅花架(1)上，梅花架由传动装置带动而快速旋转。磨环(3)固定不动，物料由机体侧部通过给料机和溜槽给入机内，在辊子(2)和磨环之间受到粉

碎作用。气流从磨环下部以切线方向吹入，经过辊子同圆盘之间的粉碎区，夹带微粉排入盘磨机上部的风力分级机中。梅花架上悬有 3～5 个辊子，绕机体中心轴线公转。公转产生离心力，辊子向外张开，压紧磨环并在其上面滚动。给入磨机内的物料由铲刀(4)铲起并送入辊子与磨环之间进行磨碎。铲刀与梅花架连接在一起，每个辊子前面有一把倾斜安装的铲刀，可使物料连续送至辊子与磨环之间。

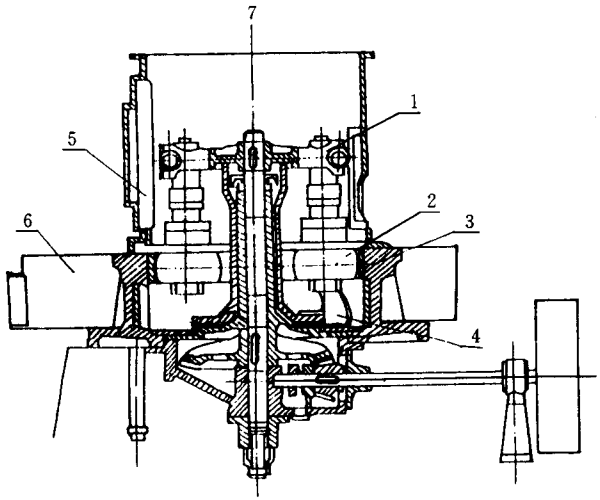


图 4－3－16　雷蒙磨(悬辊式盘磨机)

1－梅花架；2－辊子；3－磨环；4－铲刀；

5－给料部；6－返回风箱；7－排料部

风力分级机是单排或双排叶轮式分级机，由一台单独电机驱动。叶轮的转速越高，分级粒度将越细。

上海冶金矿山机械厂、广西桂林矿山机械厂、青岛矿山设备厂等厂家生产的雷蒙磨系列产品，已广泛应用于焦炭、石膏、石灰石、滑石、石墨、陶土、萤石等非金属矿物及化工原料、化肥、农药等的细磨。它具有性能稳定、操作方便、能耗较低、产品粒度可调范围较大等优点。

二、胶体磨

胶体磨又称分散磨。图 4－3－17 是沈阳新光动力机械公司生产的 JTM120 型立式胶体磨结构原理图。它是盘式胶体磨。物料由给料漏斗(13)

给入机内，在快速旋转的盘式转齿(8)和定齿(7)之间的空隙内受到研磨、剪切、冲击和高频振动作用而被粉碎和分散。其主要技术参数见表 4－3－9。定子和转子构成的磨体间隙可以由间隙调节套(10)调节，最小间隙为 0～0.03mm，可根据调节套上的刻度检查间隙之大小。

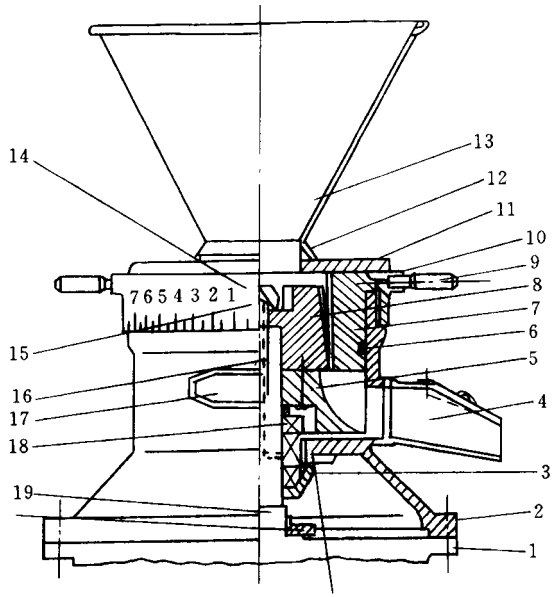


图 4－3－17　JTM120 型立式胶体磨

1－电机；2－机座；3－密封盖；4－排料槽；5－圆盘；6、11、20、21－丁腈橡胶密封圈；7－定齿；8－转齿；9－手柄；10－间隙调节套；12－垫圈；13－给料斗；14－盖形螺母；15－注油孔；16－主轴；17－铭牌；18－机械密封；19－甩油盘

胶体磨能在较短时间内对颗粒、聚合体或悬浮液等进行粉碎、分散、均匀混合、乳化处理，处理后的产品粒径可达几微米至 1μm 以下。因此，胶体磨已被广泛应用于化工、涂料、颜料、化妆品、医药、食品、农药等生产领域。

表 4－3－9　JTM 系列胶体店主要技术参数

型号 / 参数	JTM50	JTM85	JTM120	JTM180
转齿直径/mm	50	85	120	180
转速/r·min^{-1}	8000	3000	3000	3000
电机功率/kwW	1	5.5	13	30

型　号 参　数	JTM50	JTM85	JTM120	JTM180
产量/kg·h^{-1}	20 ~ 100	80 ~ 500	300 ~ 1000	800 ~ 3000
产品粒度/μm	1 ~ 20	1 ~ 20	1 ~ 20	1 ~ 20
机重/kg	30	110	140	300
外形尺寸/mm	290 × 270 × 691	620 × 500 × 1000	590 × 450 × 1226	655 × 600 × 2085

三、高压辊磨机

图 4 – 3 – 18 为高压辊磨机工作原理示意图。高压辊磨机主要由给料装置、料位控制装置、辊子(一个定辊、一个动辊)、传动装置、液压系统等组成。物料由给料装置给入,在相向旋转的两个辊子之间颗粒因被挤压而粉碎。在 50MPa 以上的压力作用下,大多数物料通过两辊子间的最小间隙后结成饼状小块,须经分散后才能得到细粒产品。

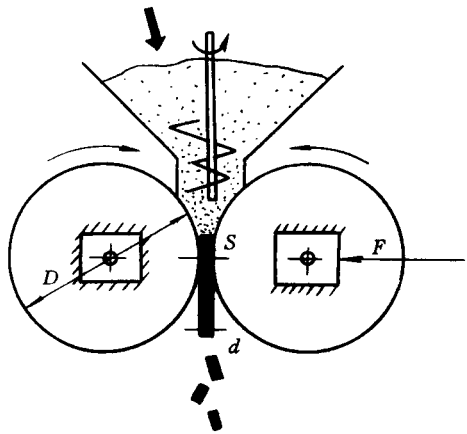


图 4 – 3 – 18　高压辊磨机工作原理示意图

高压辊磨机适用于粉碎硬、中硬、软等各种硬度的脆性物料。其主要工艺参数有 辊子尺寸($D \times L$)、磨矿力、辊子间隙宽度、辊子线速度以及最大给料粒度等。

研究和试验表明 辊子尺寸越大,生产能力越大,当 L/D 不变时,磨机产量随直径 D 的平方增加。磨矿力决定施加于物料层的压力及粉碎产品的细

度。由于辊子间隙的最大压力 P_m 不能直接计算，实际压力与 F/DL 成正比，定义 $F_{SP}=F/DL$ 为比磨矿力，一般有 $P_m=45F_{SP}$。比磨矿力 F_{SP} 一般为 1～8MPa，特殊情况下可达 10～12MPa。

对于每一种待粉碎的物料，都存在一个使细粒产品产量最高且能耗最低的最佳比磨矿力，它只与物料的硬度等有关，与辊子的线速度和物料的含水量无关。最佳比磨矿力应通过试验来确定。

辊子间隙宽度 S 与辊子直径比值 S/D 称为相对间隙宽度，一般的比值范围为 0.01～0.02。间隙宽度与处理量密切相关。

给料中粒度大于间隙宽度 S 的物料含量应小于 20%。辊子直径与最大给料粒度的比值 D/d_{max} 应大于 30～40。

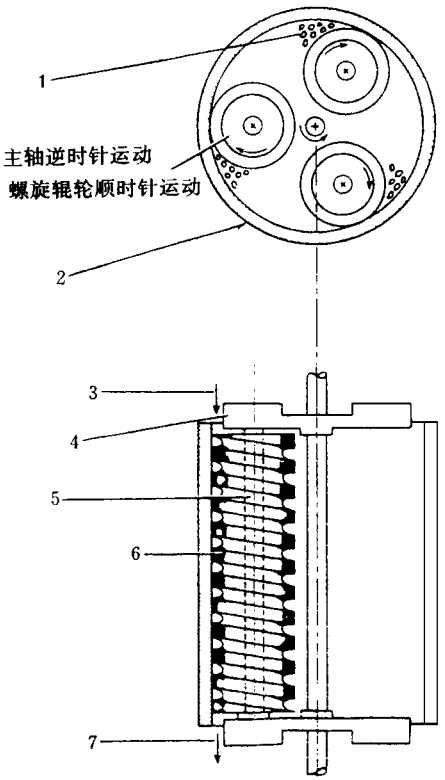


图 4－3－19　螺旋行星磨结构原理图

1－物料；2－磨桶；3－物料入磨；4－轴承组；

5－轮轴；6－辊轮径向运动；7－磨机出料

四、行星磨

这种磨机兼有振动磨和普通球磨的特点。图 4－3－19 是郑州东方机器厂生产的 LXM 系列螺旋行星磨结构原理图。该机主要由电机、粉磨桶、螺旋辊轮、料仓等组成。粉磨桶竖直安置，与机体连在一起，不作任何运动。在桶的内部设有一根由动力驱动的竖直转轴（称为主轴），转轴的顶部和底部各连接一个法兰盘。在两个法兰盘之间通过轴承竖直安装一定数量的转轮。转轮上刻有螺纹，又称为螺旋辊轮。被磨物料靠重力从磨桶顶部进料、底部出料。当待磨物料进入磨桶后，在螺旋辊轮和桶体的内壁（也叫内研磨面）之间受高速运动的辊轮径向力的作用，被碰撞、剪切、挤压和冲击，从而物料得以粉碎。实际上，当动力带动主轴按逆时针方向转动时，螺旋辊轮随之作道时针的圆周运动，同时螺旋辊轮受桶体内壁及装在桶内的待磨物料的摩擦又绕自身的中轴作顺时针方向的自转，反之亦然。这样，每个螺旋辊轮不仅绕主轴作公转，还要绕自身的轴作自转，从而其运动轨迹组合成一种行星式的运动曲线。这种组合运动，使得被磨物料能够有效地利用全部动力加速粉碎。

LXM 系列螺旋行星磨的主要技术参数见表 4－3－10。

该型机适合于连续的干磨和湿磨，已广泛应用于非金属矿，如方解石、煤、石墨、大理石、石英、长石、石灰石等的粉碎；还适合于纤维材料、工业陶瓷、化工原料、橡胶填料等的粉碎。

表 4－3－10　LXM 系列螺旋行星磨技术参数

参数 / 型号	电机功率 /kW	最大生产量 /kg·h^{-1}	入料尺寸 /mm	整机质量 /kg	外形尺寸 $H \times L \times W$/mm
LXM－16（试验用）	2.2	300	3	100	550 × 690 × 310
LXM－22（中试用）	15	2000	6	400	1060 × 860 × 480
LXM－32	22	3000	6	700	1400 × 1000 × 500
LXM－46	55	7000	10	1200	1870 × 2000 × 1250
LXM－64	90	12000	10	2800	2100 × 1800 × 1000
LXM－92	132	24000	10	4500	2500 × 2300 × 1250

离心磨机是一种新开发的、目前尚处于工业试验或试生产阶段的超细粉

碎设备。与常规的筒式磨机不同，离心磨机的磨矿室围绕某一固定轴旋转，并以某一预先确定的频率和振幅作机械振动，因此它的最大特点是无临界转速，其运动状态介于振动磨和行星磨之间。

第五节　微细分级设备及工艺

一、概述

分级是根据不同粒度、形状和比重的颗粒在流体（空气或水）中所受的重力和介质阻力不同，因而具有不同的沉降末速来进行的。分级可以在重力场中进行，也可以在离心力场中进行。

分级作业是超细粉碎工艺必不可少的重要一环。任何好的超细粉碎设备都应有相应的高效精细分级设备与之配套，否则，将难以达到高效超细粉碎之目的。反之，即便是传统的筒式球磨机，如果有高效率的精细分级设备与其配合并构成闭路，使得在粉碎过程中能及时地分出合格的细粒级产品，则也可以用于超细粉碎。因此可以认为，开发高效率的精细分级设备与开发高效、低耗的超细粉碎设备具有同样重要的意义。

在超细粉碎工艺中，分级机的设置方式有两种情况：一是超细粉碎设备包括内分级装置，如前述的各种气流磨机等；二是对不具备自行分级功能的超细粉碎机，需在外部单独设置分级机与之组成整套系统。有时根据工艺需要，即便有内分级功能，也要设置一段、甚至两段外分级机。

分级机可分为干法和湿法两类。干法分级机大多是采用惯性力场或离心力场的空气分级机，常与干式粉碎设备如高速机械冲击式磨机、振动磨、气流磨、雷蒙磨等配套，是目前发展较快的最主要的精细分级设备之一。湿法分级机有重力沉降式和离心式水力分级机。如螺旋式离心分级机、小直径水力旋流器等，一般与湿法粉碎设备如球磨机、搅拌磨、振动磨等配套使用。

二、干式分级机

这里仅介绍超微细粉干式(空气)分级设备。

图 4－3－20 所示是 QF 型系列微细分级机的结构及工作原理图。该系列产品是由咸阳粉体工程开发中心生产的。本机由给料管、调节管、调节环、分级涡轮及传动装置、闭风器、中间桶体和下锥体等组成。

本机是利用离心力场进行分级的。当颗粒和空气以一定比例混合并以一定的速度进入分级室后，颗粒受到涡轮上叶片离心力以及空气阻力、重力等三维力场的作用，在该力场中，通过调节涡轮转速、系统风量等参数来调整其分级点，从而实现微细物料与粗粒物料的分级。其主要技术参数见表 4－3－11。

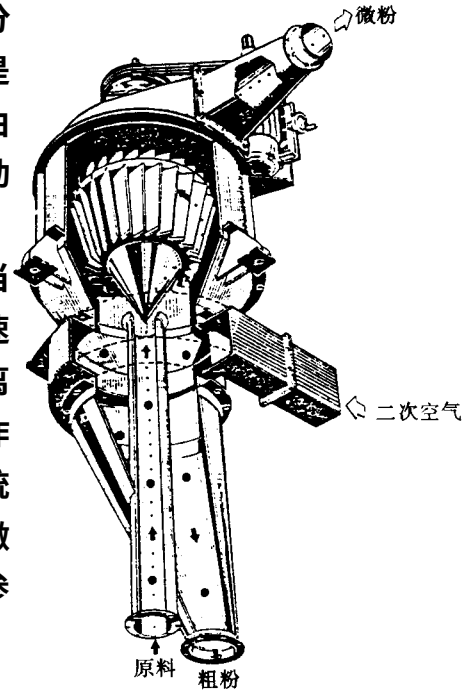


图 4－3－20　QF 型空气分级机结构及工作原理图

表 4－3－11　QF 型空气分级机主要技术参数

参数 / 型号	功率 /kW	主轴转数 /r·min^{-1}	处理能力 /kg·h^{-1}	空气耗量 /m^3·min^{-1}	分级范围 /μm
QFSA	11	2300	300～700	40～70	2～6(D_{50})
QF4A	5.5	3600	150～300	20～30	≤30(D_{50})
QF3A	4.0	4900	50～120	8～12	≤2(D_{50})
QF－300	3.0	2700	～1000	30～50	5～150

该型机的特点是：分级物料范围广，在 2～44μm 之间任意调整分级点；可适应于纤维状、薄片状、球状、似球状、块状、管状等各种干法微细粉，分级精度高，产品粒度分布较窄；可与各种干式粉碎设备配套。如 WF－R 型微粉

分级成套设备(见图 4－3－21)就是由混合分散给料机、QF 型系列空气分级机、收集器、风机等组成。该系统适用于各种方法生产的干微粉(0～150μm)矿物、化工原辅料、合成材料、药用及食用材料等。

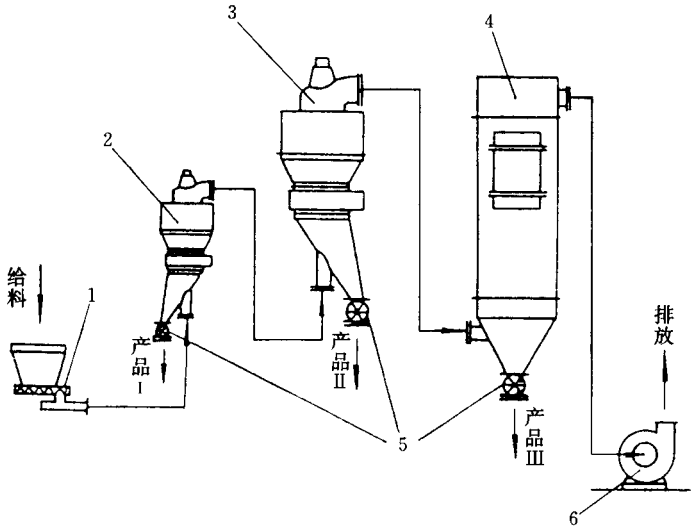


图 4－3－21　WF—R 分级系统标准型成套设备配置图

1－混合分散给料机；2、3－QF 型分级机；4－收集器；5－回转下料器；6－风机

此外，长沙矿冶研究院生产的 GWF 系列干式空气分级机、辽宁瓦房店化工机械厂生产的 WX 型系列分级机、上海化机三厂生产的 FQZ 型超微分级机均属这一类型。国外有日本细川公司生产的 MS 型微细分级机及 MSS 型超微分级机等，还有德国 Alpine 公司生产的 ATP 涡轮式超微细分级机等，其结构原理基本相同。

三、湿式分级机

在超微细粉碎工艺中，常用的湿法超细分级设备是小直径水力旋流器及螺旋式离心分级机等。

(一)水力旋流器

水力旋流器上部是圆柱形、下部呈圆锥形，其构造和工作原理如图 4－3－22 所示。其分级过程是：矿浆以 0.4～3.5 个大气压的压力从给矿管沿切线方向送入，在内部高速旋转，产生很大的离心力。在离心力和重力的作用下，较粗的颗粒被抛向器壁，作螺旋向下运动，最后由排砂嘴排出，较细的颗

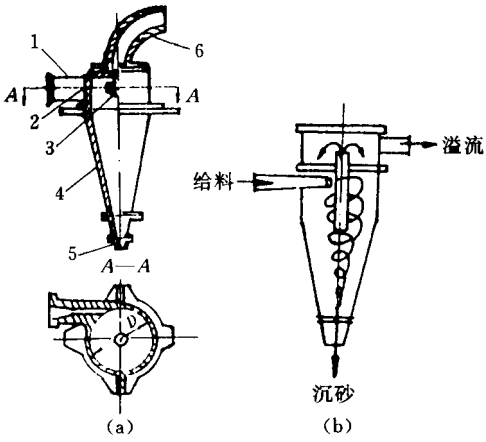


图 4－3－22　水力旋流器的结构(a)和工作原理(b)示意图

1－给料口；2－圆柱形筒体；3－溢流口；4－圆锥形筒体；5－底流口；6－溢流管

粒及大部分水分形成旋流，沿中心向上升起，至溢流管排出。

水力旋流器的优点是构造简单、价廉、无运动部件；处理量大，占地面积小；分级效率较高。

北京流体技术开发公司研制的 HLS 型系列超细水力旋分机，其结构材料全部采用不锈钢，旋流体采用特种高级钢玉材料，运行可靠，操作维修简便，使用寿命可达 16000h 以上。其主要技术参数见表 4－3－12。

表 4－3－12　HLS 型系列超细水力旋分机参数

型号 / 参数	HLS—1000 型		HLS—3001 型	
	HLS—1099 型	HLS—1010 型	HLS—3001A 型	HLS—3001B 型
外形尺寸/mm	ϕ360×400	ϕ220×360	ϕ230×2000	ϕ230×2000
自　重/kg	95	35	80	80
进浆口尺寸/mm	ϕ75	ϕ20	ϕ50	ϕ50
进浆压力/MPa	0.6～1.0		0.25～0.4	
进浆浓度/%(wt)	≤30		≤30	
进浆流量/$m^3 \cdot h^{-1}$	20～25	2～2.5	16～20	
电　耗/kW	15	4	4～7.5	
备　注	适用于工矿企业	适用于实验室试验及小批量生产	A 型材料：不锈钢 B 型材料：优质碳素钢	

HLS—1099 型超细水力旋流器用于苏州青山白泥矿工业生产运行两年，生产刮刀级瓷土，该机 1 台可取代 8 台 WL—350 型离心机，技术经济效益良

好，属国内专利产品，已达到国外同类产品的先进水平。

由山东威海市鲸园聚氨酯厂生产的 FX 分级旋流器适合于浆体物料的分级作业，广泛用于有色、黑色金属选矿厂磨矿分级流程中的分级作业，代替大而笨重的机械分级机。由于采用聚氨酯材料，所以耐腐蚀，重量又轻，且经济耐用。其主要技术参数见表 4－3－13。

表 4－3－13　FX 系列水力分级旋流器技术参数

型号 / 参数	FX－150	FX－300	FX－350	FX－500
直　　径/mm	50	300	350	500
给矿口当量直径/mm	29	65	85	130
锥　　角/度	15		20	
溢流口径/mm	40　25　32	65　75	115　95　105	180　140　160
排砂口径/mm	32　16　24	35　45	80　60　70	50　70　90
给矿压力/MPa	0.01～0.25	0.03～0.3		
处理能力(给矿压力 0.1MPa 时)/$m^3 \cdot h^{-1}$	7.5～15	37～43	74～90	170～220
分离粒度/μm	37～75	45～105	50～110	60～120
机重/kg	41	89	132	231
外形尺寸/mm	506×407×1092	780×505×1910	815×650×2240	1030×795×2875

将水力旋流器用于超细分级时，一般用小直径，这种小直径水力旋流器通常制成带有长的圆筒部分和小锥角的锥形部分，内衬耐磨材料。如 Mozley 型小直径族流器，当直径为 10mm 时，其分离粒度可达 2～5μm；直径为 44mm 时，其分离粒度为 6～12μm。

除结构参数外，影响水力旋流器分级效果的主要因素有给料的浓度、粒度组成及入料压力等。

(一)卧式螺旋离心分级机

图 4－3－23 所示为 WL 型卧式离心分级机的结构及工作原理图。该机主要由转鼓、螺旋推料器、差速器、机壳等部分构成。转鼓通过主轴承水平安装在机座上并通过联轴器与差速器外壳相连；螺旋推料器通过滚动轴承或滑动轴承同心安装在转鼓内并通过花锭轴与差速器输出轴相连。转鼓与螺旋

推料器之间有微小的径向间隙，在电机带动下两者同向以不同转速旋转。待分级的悬浮液由中心加料管加入螺旋推料器的推进仓内，加速后由螺旋上的进料孔进入转鼓内。在离心力的作用下，进入转鼓内的悬浮液很快分成两层，较粗或较重的颗粒沉积在内壁上形成沉渣层，而含较细或较轻颗粒的液相则形成内环分离液层。分离液采用溢流方式或向心泵式排出，沉渣（固体颗粒）则被螺旋推料器推送到转鼓的锥端，在此进一步脱水后由出渣口甩出转鼓。

国内有四川江北机械厂、上海化工机械厂等厂家生产 WL 型系列卧式离心螺旋分级机。一般分级粒度为 $2 \sim 5\mu m$。

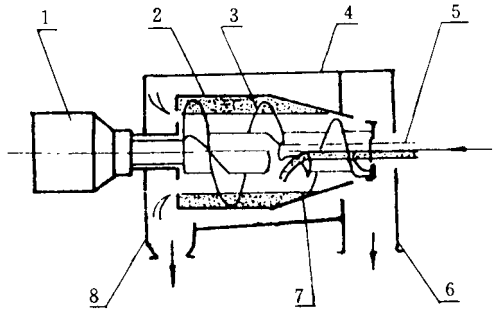


图 4－3－23　卧式螺旋离心分级机的结构及工作原理示意图

1－差速器；2－转鼓；3－螺旋推料器；4－机壳；5－进料管；6－排渣口；7－进料仓；8－溢流环

第六节　超微粉碎与分级设备的选择及应用

超微粉碎—分级的单元作业有如下几种工艺类型：

①开路粉碎　对于带有内分级结构的气流磨，如扁平式气流磨、LCF 流化床式喷射磨等均可采用这种工艺类型。其优点是工艺简单，缺点是分级效率低。

②闭路粉碎　如搅拌磨、振动磨等常与分级设备组成闭路循环系统，可

达到更高的粉碎效率。

③带预先分级的开路粉碎工艺流程。

④带预先分级的闭路粉碎工艺流程。

当给料中含有较多的合格粒级物料时，预先分级可以将其分出，以减轻磨机负荷，避免细粒物料“过磨”，有助于提高粉碎效率。

⑤带最终分级的开路粉碎工艺流程。

⑥带预先分级和最终分级的开路粉碎工艺流程。

从粉碎—分级方式来说，可以分为干法、湿法两种工艺流程。粉碎和分级的段数主要取决于原料的粒度和要求的产品粒度。

一、工艺设备的选择

在实际应用中，必须根据物料的物理化学性质和超细粉碎设备的性能、粉碎方式（干法、湿法）和配套分级设备等来选择合适的设备，通过工艺试验确定最佳工艺流程和工艺参数。现将前述的各类超细粉碎设备的一般工作范围归纳如表 4－3－14 所示。

二、微细粒粉碎及分级设备的应用

现将目前国内部分生产厂家为市场提供的微细粒粉碎及分级设备的应用汇总列表（见表 4－3－15、表 4－3－16），供选择时参考。

表 4－3－14　各类超细粉碎设备一般工作范围

设备类型	粉碎原理	给料粒度/mm	产品粒度/μm	适用范围（按物料硬度）	粉碎方式
高速机械冲击式磨机	冲击、摩擦、剪切	<8	3～74	中硬、软	干
各类气流磨	冲击、碰撞	<2	1～30	中硬、软	干
搅拌磨	冲击、剪切、摩擦	<1	1～74	硬、中硬、软	湿、干
振动磨	冲击、摩擦、剪切	<6	1～74	硬、中硬、软	湿、干
胶体磨	摩擦、剪切、分散	<0.2	1～20	中硬、软	湿
雷蒙磨	研磨、冲击、挤压	<30	40～125	中硬、软	干
高压辊磨	挤压	与间隙宽度及辊径有关	5～125	硬、中硬	干

表 4－3－15　国内部分厂家生产的超细粉碎设备及应用实例

设备类型	设备名称	生产厂家	处理量 /kg·h^{-1}	应用实例与产品细度
高速机械式磨机	CX350 超细粉碎机	辽宁瓦房店市化工机械厂	130～1000	海城滑石(d_{50} = 2.0μm) 膨润土(d_{50} = 3.0μm) 重质碳酸钙(d_{50} < 200 目) 静电复印粉(d_{50} = 3μm) 粉末涂料(d_{95} < 320 目)
	CM 型系列超细粉碎机	咸阳非金属矿研究所粉体工程开发中心		入料粒度≤8mm,一次粉碎≤10μm,通过率为 90% 以上,产品平均粒径 1～10μm 滑石(d_{50} = 2.83μm)　硬质高岭土(d_{50} = 2.5μm) 云母(d_{50} = 5.63μm)
	LFJ 立式粉碎机	浙江嵊县特种粉碎设备厂	50～800	适用于硬度 7 以下非金属矿、化工原料等(< 300 目)
	SD 涡轮式粉碎机	同上	40～1600	硬度 3 以下化工原料及非金属矿(< 300 目)
	LDJ 立式粉碎机	浙江嵊县机械厂	300～2500	硬、中硬非金属矿、化工原料等(200～500 目)
	CXF－D 系列万能粉碎机	郑州黎明机械厂		中等硬度以下的非金属矿、冶金及化工原料的细粉碎(3～400 目)
	FW 系列涡轮粉碎机	江苏武进化工机械厂	480～800	立德粉等化工原料(44μm)
	JCW 系列超细粉碎机	上海化工机械三厂	20～2000	碳酸钙(d_{50} = 9μm)　颜料(d_{50} = 15μm); 氢氧化镁(d_{50} = 4μm)　碳黑($d_{99.9}$ < 325 目);高岭土(d_{99} < 200 目);白垩(d_{99} < 325 目)
气流磨	QS 型扁平式气流磨 QBN 系列靶式气流磨	上海化机三厂	0.5～600	滑石(d_{50} = 1.21μm)　石墨(d_{50} = 0.64μm); 焙烧高岭土(d_{50} = 0.91μm);颜料(d_{50} = 0.39μm); 氧化铝(d_{50} = 1.3μm)　氧化钛(d_{50} = 0.8μm); 重晶石(d_{50} = 0.74μm)　云母(d_{50} = 1.04μm); 碳酸钙(d_{50} < 5μm)　硅灰石(d_{50} = 1～3μm)

设备类型	设备名称	生产厂家	处理量 /kg·h^{-1}	应用实例与产品细度
气流磨	CTM 型气流磨	江苏宜兴化工机械厂	3 ~ 200	锆英石、氧化铝、金红石、滑石、高岭土、石墨等，涂料和化工原料（$<5\mu m$）
	JM 型气流磨	长沙矿山研究院	100 ~ 3500	高岭土、轻烧镁粉、滑石、长石、重钙粉、食品、刚玉、云母等；锆英砂（给料 $d_{50}=56.8\mu m$，产品 $d_{50}<5\mu m$）
	QLM 系列超微粉碎机	中国航空总公司沈阳飞机研究所	90 ~ 435	滑石粉（$d_{50}=1.3\mu m$）；α－氧化铝（$d_{50}=1.6\mu m$）；锆英砂（$d\ 50=3.9\mu m$）；碳化硅（$d_{50}=2.5\mu m$）
	QLM 型对撞式气流磨	中科院三环粉体高技术公司	20 ~ 1000	碳化硼、碳化硅、金钢砂、钕铁硼、钨粉、铝粉、锆英砂、塑料、石蜡、石墨、云母、人参、珍珠、医药食品等
	CP 系列超微气流磨	中国空气动力研究与发展中心	10 ~ 700	莫氏硬度 1 ~ 10 的脆性物料（$d_{50}<4\mu m$）
	LCF 系列流化床式超细气流粉碎机	山东青州水泵厂	30 ~ 350	莫氏硬度 1 ~ 10 级的脆性物料、碳化硅、重晶石、锆英砂、氧化铝；PVC 塑料、山楂、中药、化妆品、食品添加剂、饲料等； 进料粒度≤150 目，产品平均粒径 0.5 ~ 10μm
	QD400 型塔靶式气流粉碎机	合肥华光散体工程研究所，南通宏达散体工程设备厂	90 ~ 300	进料粒度 < 150 目，出料粒度 10 ~ 20μm， 出料平均粒度 0.5 ~ 10μm，$d_{50}=1.0 \sim 1.5\mu m$， 适用于莫氏硬度 < 9 的干、硬、脆粉体的超细粉碎
	QON 循环管式气流磨	上海化机三厂	50 ~ 500	适用于中硬以下的非金属矿物滑石、石墨、粘土、重晶石、石灰石、伊利石、石英、云母等及化工原料的超细粉碎（$d_{90}\leqslant 2\mu m$）
搅拌磨	JM 立式螺旋搅拌磨	长沙矿冶研究院	10 ~ 3500	石墨、重钙、云母、氧化铁红等工业矿物（2 ~ 45μm）

设备类型	设备名称	生产厂家	处理量 /kg·h^{-1}	应用实例与产品细度
搅拌磨	JM 立式螺 BP 型高效研磨剥片机	中国非金属矿发展中心江阴化工机械厂	300 ~ 1200	高岭土剥片（－2μm≥50% ~ 70%）
	ZJM 系列周期式搅拌磨	郑州东方机器制造厂		入料粒度 40 目，用于化工、橡胶、磨料、矿石、涂料、金属粉末、磁性材料、化妆品等
振动磨	CZM900 超细振动磨	烟台卓悦机械传动有限公司	350 ~ 500 L/班	石墨－100 目入料，产品－5μm 占 96%； 钛酸钡入料 2.7μm，产品 1.7μm； 碳化硅入料 65 目，产品－325 目占 97%
	饲 GZ—1 型高幅振动磨	河南新乡东方红矿山设备厂	1500 ~ 6000	非金属矿、金属矿的细磨
	MZ—200 单商振动磨 ZMZ 双筒振动磨	浙江温州矿山机械厂		石英、石灰石、石墨、叶腊石、高岭土、涂料等（< 40μm）
	GDZM 系列振动磨	河南新乡滨河振动电机公司	1500 ~ 6000	非金属矿、金属矿的细磨
雷蒙磨	4R3216 4R3216A 5R4018	青岛矿山设备厂		适用于莫氏硬度不大于 7、湿度在 6% 以下的非易燃易爆矿物、石膏、方解石、白云石、石灰石、重晶石、萤石、磷灰石、长石、石英等（$d_{99.9}$ < 325 目）
	3R2115 3R2615	郑州黎明机械厂	2400 3200	
	4R3216	沈陶机械分厂	600 ~ 3000	
	4R3216A	广西桂林矿山机械厂	1000 ~ 4000	
	3R2714 4R3216 5R4119	上海冶金矿山机械厂	300 ~ 1600 1000 ~ 3200 2000 ~ 6300	

设备类型	设备名称	生产厂家	处理量 /kg·h^{-1}	应用实例与产品细度
胶体磨	JTM 系列胶体磨	沈阳新光机械厂	20 ~ 3000	中等硬度以下非金属矿、涂料、颜料、化工原料等(1 ~ 20μm)
	CFJ 超速分散机	嵊县特种粉碎设备厂	150 ~ 1200	涂料、染料、化妆品、硬度 3 以下非金属矿等(0.5 ~ 20μm)
	CSF—120 型湿法粉碎机	上海市化工装备研究所	16000 (矿浆)	涂料、染料、化工原料、中等硬度及软的非金属矿(1 ~ 50μm)
行星磨	LXM 系列行星磨	郑州东方机器制造厂	300 ~ 24000	适用于非金属矿石、滑石、方解石、大理石、长石、石英、石灰石、煤、纤维材料、纸张、木屑、化工原料、食品、橡胶等 入料 6mm,产品 10μm

表 4 – 3 – 16　国内部分厂家生产的微细分级设备及应用范围

设备名称	生产厂家	分级粒度 /μm	处理量 /kg·h^{-1}	分级方式	应用范围
WFJ 微粉分级机	嵊县特种粉碎设备厂	5 ~ 150	500 ~ 5000	干式	矿物、化工原料等粉体物料
WX 型微细分级机	瓦房店市化工机械厂	5 ~ 150	130 ~ 1000	干式	同上
FQZ 型空气分级机(500 型) FQ 型空气分级机 FYZ 到空气分级机	上海化机三厂	1 ~ 150	350 50 ~ 150 10 ~ 50	干式 干式 干式	同上
WL 型卧式螺旋离心分级机	四川江北机械厂	< 2	1 ~ 1.5m^3 悬浮液	湿法	高岭土、粘土等工业矿物
QF 型空气分级机	咸阳粉体工程开发中心	2 ~ 150	50 ~ 1000	干法	化工原料、合成材料、食用材料等
GWF 系列空气分级机	长沙矿冶研究院	5 ~ 100	100 ~ 2000	干法	高岭上、滑石、长石、重钙、石灰、钢玉粉、碳化硅

设备名称	生产厂家	分级粒度 /μm	处理量 /kg·h^{-1}	分级方式	应用范围
HLS 型系列超细水力旋流器分级机	北京流体技术开发公司			湿式	
FX 分级旋流器	山东威海鲸园聚氨酯厂	37 ~ 120	15 ~ 220 m^3/h	湿式	

第七节　助磨剂

一、概述

研究和实践表明，在湿式或干式磨矿过程中添加化学药剂将对磨矿过程发生某些影响。凡是在细微粉碎过程中能够显著提高粉碎效率或降低能耗的化学物质（固态、液态或气态化学物质）称为助磨剂。由于超细粉碎的能耗较高，能量利用率又很低，因此，助磨剂的研究具有重要的理论和实际意义。

在磨矿过程中颗粒的破裂有两种情况，即晶粒之间破裂和晶粒之外破裂。前者指晶粒内结合键的破裂，后者指晶粒与晶粒之间的破裂。总之，破裂过程包括化学键的断裂以增加新表面。任何一种有助于化学键破裂和阻止表面重新结合的药剂都有助于磨矿过程。图 4 – 3 – 24 表明，添加助磨剂可降低微粒间的粘附作用。表 4 – 3 – 17 列出某些助磨剂的作用效果。该效果不仅取决于药剂本身的性能，而且还取决于被磨物料的性质、磨矿环境、药剂用量等因素。

不少人曾研究了水、无机物和有机化合物对固体物料机械性质的影响，其结论是添加一些化学物质可以改变物料的机械强度或磨矿环境，从而改变磨矿效率。虽然关于化学药剂对磨矿过程作用的机理目前尚处于研究阶段，但可以看出助磨剂的添加对改善磨矿过程和提高磨矿效率有明显的效果。

二、助磨剂的分类及应用

根据物理化学性质，助磨剂可分为有机助磨剂和无机助磨剂；按照添加时的物质状态，助磨剂可分为固体、液体和气体助磨剂。表 4－3－18 列出了助磨剂的种类及对磨矿的影响。表中所列各种化学药剂都是在实验室及工业中应用的助磨剂。从化学结构上看，助磨剂应具有选择性与良好的分散作用；能够调节料浆的粘度；具有较强的抗 Ca^{2+}、Mg^{2+} 的能力；受 pH 值的影响较小等。也就是说助磨剂的分子结构要与磨矿系统复杂的物理化学环境相适应。在具体应用中必须根据被磨物料性质，通过试验对助磨剂类型进行必要的筛选。

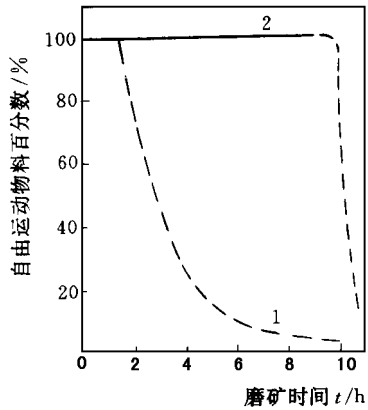


图 4－3－24　有无助磨剂时实验室磨机中的粘附作用

1－无助磨剂；2－有助磨剂

表 4－3－17　助磨剂作用效果实例

助磨剂	添加量/%	被磨物料	磨矿环境	作用效果
二乙或三乙醇胺	0.1	水泥熟料	干	磨矿速率提高 22%～29%
丙二醇	0.05	水泥熟料	干	降低能耗 10%
有机硅	0.05	水泥熟料	干	磨矿时间减少 70%
	0.005	铝土矿	水	磨矿时间减少 75%

助磨剂	添加量/%	被磨物料	磨矿环境	作用效果
Flotigam P	0.03	碳酸钙	水	表面积增加 70%
$AlCl_3$	0.75mol/L	石　英	水	新生表面积增加 25%
三乙醇胺	0.2	锆　石	水	磨矿时间减少 75%

表 4－3－18　助磨剂的种类及应用

类　型	助磨剂名称	添加量/%	被磨物料	干磨或湿磨	磨矿速度因子*
液体助磨剂	水	0.06	陶瓷釉	干	—
		0.06	大理石	干	1.6
		0.06	水泥熟料	干	1.3
	甲醇	—	石英,铁粉		—
	异戊醇		石英		1.29
	S—辛醛		石英		1.4
	异戊醇		铁粉		20.0
	正醇类		苏打,石灰,玻璃	干	20.0
	甘油		铁粉		0.5
	丙酮	0.2	水泥料	干	1.37
	芳香基碳酸	0.06	水泥		1.3
	有机硅	0.05,0.005	氧化铝,水泥		
	12～14 胺	0.02	石英岩		2.2
	12～14 胺	0.02	石灰石		1.1
	Flotigam P	0.03 0.03	石灰石 石英	水 水	0.7 1.2
	XF—4272	0.02	铁燧岩	水	325 目产品增加 11%
	油酸	0.003	石灰石		1.1
	丁酸	—	石英		1.27
	硬脂酸钠	1.0	浮石,白云石	—	
	油酸钠	0.1 0.1	石英 石灰石		2.0 2.0
	硬脂酸钠	0.15	水泥料		1.2
	葵酸	0.5	铬铁菱镁矿	干	1.2

类　型	助磨剂名称	添加量/%	被磨物料	干磨或湿磨	磨矿速度因子*
液体助磨剂	羊毛脂	5.0	石灰石		—
	环烷酸	0.1	水泥料	干	1.33
	环烷酸钠	1.0	石英岩	湿	1.40
	环烷基磷酸钠	1.0	石英岩	湿	1.80
	n—链烷系		苏打,石灰	湿	10.0
	醋酸戊酯	—	石英		1.23
	硅酸钠	1.16	粘土泥浆	湿	—
	氢氧化钠	0.008	石灰石		1.5
	碳酸钠	0.02	石灰石		2.0
	氯化钠	0.08	石英岩		1.2
	六聚偏磷酸钠	0.01	铅锌矿		1.3
	六聚偏磷酸钠		硅灰石		
	二氧化锰	0.03	石英岩		1.55
	三氧化二铝		赤铁矿,石英		
	三聚磷酸钠		赤铁矿,石英		
	氧化铊	0.02	石英岩	湿	1.65
	三乙醇胺		方解石,石英		
	聚羧酸盐		滑石		
	焦磷酸钠		粘土矿物		
	柠檬酸钠		高岭土	湿	-500 目产率增加 18.87%
固体助磨剂	碳　黑	0.08	水泥,煤,石灰石		1.3
气体助磨剂	二氧化碳		石灰石,水泥		
	丙酮蒸气		石灰石,水泥		
	氢气		石英等		
	氮气,甲醇		石英,石墨等		

* 注:磨矿速度因子 = 加助磨剂后新生成表面积/不加助磨剂新生成表面积。

三、助磨剂的作用机理

助磨剂的作用过程是很复杂的,它受磨矿过程中很多因素的制约,其作

用机理目前尚处于研究阶段。

(1)水对磨矿过程的影响

表 4－3－19 中数据表明在干磨水泥料和大理石时,水作为助磨剂加入后,可使磨矿速度因子增大,这可能是由于水分子与固体破裂表面的链发生化学反应所致。例如,石英和水分子可能影响两个硅原子间的氧链而促使其破裂:

$$-S-O-Si+H_2O\longrightarrow SiOH\cdot OHSi$$

由此可推断水蒸汽也有类似作用,因为蒸汽的穿透力更强。众所周知,水蒸汽对金属的机械性质会产生有害影响。因此不论其他物理作用如何,水对不少物料都有很强的脆化作用,这有利于磨矿过程的进行。

表 4－3－19 列出了水对几种岩石抗压强度的影响。除辉绿岩和片麻岩外,岩石的湿抗压强度均比干抗压强度低。磨矿实践也表明湿式磨矿较干式磨矿更有效。

表 4－3－19　水对岩石抗压强度的影响

岩石类型	抗压强度/MPa		湿/干/%
	干	湿	
玄武岩	172.0	86.5	50.3
含砂岩玄武岩	66.0	29.0	44.0
辉绿岩	140.7	176.7	125.6
白云岩	116.9	86.9	83.0
花岗岩	160.9	108.9	67.7
片麻岩	158.7	178.2	112.3
石灰石	86.9	49.0	56.3
石英岩	261.8	209.8	80.2

(2)有机液体对磨矿的影响

某些物料在有机液体中磨矿较在水中更有效。基斯克尔特(Kiesskalt)发现用戊醇磨矿比用水磨矿可使产品表面积增加 12 倍。齐格勒指出:在磨水泥时如果添加乙烯乙二醇、丙二醇、丁二醇或三乙醇胺作为助磨剂,磨机产量可增加 40%。笔者用三乙醇胺作助磨剂对石灰石白土矿湿式磨矿,在其它

条件相同情况下，加 0.05% 三乙醇胺与不加相比，可使－500 目产率增加 6.0%。这表明有机液体的助磨作用在于其蒸气可降低颗粒间的粘附，从而降低物料的团聚作用并加强物料的流动性，因而提高了磨矿效率。

(3)表面活性剂对磨矿的影响

笔者为了研究表面活性剂对磨矿过程的影响，曾用三乙醇胺、TF－279(烷基双膦酸)、石油磺酸钠、油酸钠作为助磨剂对石灰石白土矿作了试验，结果见表 4－3－20。

表 4－3－20　几种表面活性剂对石灰石自土矿的助磨效果

药剂名称	用量/%	－500 目产率增加量/%	药剂名称	用量/%	－500 目产率增加量/%
三乙醇胺	0	0	石油磺酸钠	0	0
	0.025	+4.1		0.066	－2.5
	0.050	6.0		0.111	－2.2
	0.100	+4.2		0.155	+5.2
	0.150	－3.3		0.222	+3.4
TF－279	0	0	油酸钠	0	0
	0.05	+4.3		0.0125	+0.5
				0.0375	+2.5
	0.15	+4.5		0.0625	+6.8
	0.20	+6.5		0.0875	+13.5
	0.25	+7.1		0.125	+6.6
	0.50	+5.2		0.150	+5.4

结果表明，表面活性剂可以起助磨作用，但必须有合适的用量，一般是随药剂用量增加，－500 目产率增加，达到最佳值后，增加药剂用量反而使磨矿效果变坏。实验还发现不同的药剂对磨矿浓度的适应性不一样，如石油磺酸钠在磨矿浓度由，70.2% 降低为 61.5% 时，同样用量(0.155%)时，－500 目产率则增加 8.6%；而油酸钠则相反，当磨矿浓度由 70.2% 降低为 61.5% 时，最佳用药量(0.0875%)条件下－500 目产率降低 4.9%。

有人研究了油酸在不同 pH 值条件下对赤铁矿磨矿的影响，见表 4－3－21。由表中可明显看出 pH＝8.7 时，磨矿效果提高显著。这可能是因为在这个 pH 值范围内形成的酸－皂络合物最多。显然，表面活性剂对磨矿的影响

与溶液中表面活性离子一分子络合物的形成存在密切关系。

(4)无机电解质对磨矿的影响

吴一善等人对高岭土助磨工艺的研究结果见表 4－3－22。结果表明，无机助磨剂的助磨效果也很明显。笔者在对石灰石白土矿的助磨工艺研究中，也采用无机电解质 NaOH、Na_2CO_3 和六聚偏磷酸钠进行了试验，结果发现三者都有最佳用量范围，用量过大或过小均不能提高磨矿效果，且助磨作用与磨矿浓度有关。电解质在磨矿过程中起分散细泥、降低矿浆粘度、增加矿浆流动性的作用。

表 4－3－21　油酸在不同 pH 值条件下对赤铁矿磨矿的影响

油酸浓度 /mol·L^{-1}	－400 目产率变化/%			
	pH＝3.0	pH＝6.6	pH＝8.7	pH＝11.0
0.0(水)	—	—	—	—
3×10^{-7}	+1.0	－2.8	+9.0	－1.0
3×10^{-7}		－4.1	+10.0	
3×10^{-5}	+2.3	+7.8	+9.0	+4.5

表 4－3－22　高岭土助磨最佳工艺条件

类型	助磨剂名称	助磨剂用量 /g·t^{-1}	磨矿浓度 /%	矿浆 pH 值	磨矿时间 /min	－500 目产率增加量 /%
单一	六聚偏磷酸钠	800	75	9.5～10.5	15	19.96
	柠檬酸钠	1000	75	10.0～11.0	15	18.87
混合	六聚偏磷酸钠	550	75	8.5～10.5	15	20.11
	柠檬酸钠	250 } 800				

助磨剂的作用机理可归纳如下：①改变磨机中矿浆的流变特性；②影响物料的强度(硬度)，即影响裂缝生成及扩展能，或阻止新增加裂缝的结合，起封闭充填作用；③影响颗粒之间或颗粒与磨介及衬板之间的相互作用。

通常对助磨剂的作用机理有两种解释具有代表性。第一种是由列宾捷尔(Rehbinder)、威斯特沃德(Westwood)等人先后提出的“吸附降低硬度”学说：即助磨剂分子在颗粒上的吸附降低了颗粒的表面自由能，因而降低磨矿能耗，改善磨矿效果(称之为Rehbinder效应)；助磨剂分子在颗粒上吸附引起

表面层晶格的位错迁移，产生点或线的缺陷，从而降低颗粒的强度和硬度，促进裂缝的产生和扩展（称之为Westwood效应）。但这个学说并不能解释整个磨矿环境对磨矿的影响。第二种是由克兰帕尔（Klimpel）等人提出的‘矿浆流变学调节’学说：即助磨剂能够通过调节浆料（如矿浆）的流变学性质和颗粒表面的电性等降低料浆的粘度，促进颗粒的分散，从而提高料浆的流动性，阻止颗粒之间、颗粒与磨介及衬板之间的团聚。

影响粉碎效率的因素是很复杂的，除应力施加的方式外，还有物料的强度性质、表面性质、矿浆的粘度、颗粒的絮凝和分散状态等。因此，可以将上述两种作用机理看成是统一的，在一定条件下可能某一种作用机理是主要的，另一种居次要地位，但从整个粉碎工艺过程来看，这两种作用机理是同时存在的。助磨剂的作用效果无疑是这些作用效果的叠加。

第四章　重力选矿新技术新工艺

第一节　水力分级

一、概述

水力分级是根据矿粒在运动介质中沉降速度的不同，将粒度级别较宽的矿粒群，分成若干窄粒度级别产物的过程。按所使用介质不同，分为水力分级和风力分级。它们的分级原理是相同的，本章只讨论水力分级。

水力分级和筛分的性质相同。但筛分是比较严格地按几何尺寸分开，筛分产物具有严格的粒度界限。而水力分级则是按沉降速度差分开。矿粒的形状、密度以及沉降条件对按粒度分级均有影响，因而分级不是严格按粒级进行的，具有较宽的粒度范围。它们的主要区别见表 4－4－1。

表 4－4－1　筛分和分级的比较

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

分级产物的粒度与分级的界限粒度(分界粒度)是有关联但又是不相同的概念。分级产物的粒度常以该产物的粒度范围(如 0.25～0.5mm)表示,或以某特定粒度(如大于或小于 0.074mm)在该产物中的含量表示。它仅说明分级产物的粒度范围,而不能表示出两种分级产品的分界粒度。分界粒度常以分级粒度和分离粒度两种方法表示。分级粒度是指按沉降速度计算的分开两种产物的临界颗粒的粒度,而分离粒度则是指实际进入沉砂和溢流中分配率各占 50%的极窄粒级的平均粒度。凡大于分离粒度的颗粒大多进入沉砂中,小于分离粒度的颗粒大多进入溢流中。水力分级所用介质可作垂直的、接近水平的或回转运动。上升介质流中颗粒是依据绝对速度的方向分离的,由下式判断

$$v = v_0 - u_a \tag{4-4-1}$$

式中　v_0——矿粒在静止介质中的沉降末速;

u_a——上升介质流速。

分级过程的示意图见图 4-4-1(a),沉降末速大于上升介质流速的矿粒下沉到分级设备的底部,作为沉砂或底流排出;沉降末速小于上升介质流速的细粒级产物从上端溢出,成为溢流。如果要得到多个粒级产物用可将溢流(或沉砂)在依次减小(或增大)的上升水流中继续进行分级。

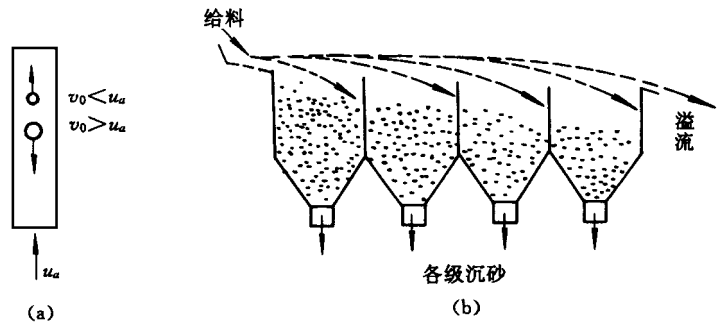


图 4-4-1　颗粒在垂直介质流及水平介质流中分级示意图

(a)垂直上升介质流;(b)在接近水平的介质流

在接近水平流中进行分级时,颗粒的水平运动速度可认为与水平流速相等,但因颗粒沉降速度的不同,而将有不同的运动轨迹。最粗的颗粒较早地沉降下来,中等及细粒级的颗粒依次沉降下来,故在各分级室可得到不同粒

度的沉砂，如图 4－4－1(b)所示。最细粒级由分级室末端溢出。在回转流中，颗粒根据径向速度差分离。介质的向心运动速度是决定分级粒度的基本因素。

水力分级在选矿中的应用：

①与磨矿作业构成闭路作业，及时分出合格粒度产物，以减少过磨。

②在某些重选作业(如摇床选、溜槽选等)之前，作为准备作业，对原料进行分级，分级后的产物，分别给入不同设备或在不同操作条件下进行分选。

③对原矿或选后产物进行脱泥或脱水。

④在实验室内，测定微细物料的粒度组成。

二、水力分析

水力分析(简称水析)是借测定颗粒的沉降速度间接测量颗粒粒度组成的方法。常用于小于 0.1mm 物料的粒度组成测定。常用水析法有三种：重力沉降法、上升水流法和离心沉降法。测定对象是小于 0.1mm 的物料。测定条件在自由沉降条件下进行，悬浮液的固体容积浓度小于 3%，按斯托克斯沉降速度公式计算，即

$$v_0 = \frac{h}{t} = \frac{d^2(\delta - \rho)}{18\mu} g \qquad (4-4-2)$$

式中　h——沉降距离，m；

t——沉降时间，s；

其他符号意义同前。

为了防止水析过程中固体颗粒团聚，通常加入水玻璃等分散剂，它们在水中的浓度是 0.01%～0.2%。

(一)沉降水析法

沉降法中比较简单而又可靠的方法是淘析法，淘析法的基本原理是利用逐步缩短沉降时间的方法，由细至粗、逐步地将各粒级物料从试料中淘析出来。

淘析法水析装置也称萨巴宁沉降分析仪，如图 4－4－2 所示。淘析过程是在一个直径为 70～100mm、高度为 150～170mm 的玻璃杯 1 中进行的。杯

内装有一根直径约为 6～10mm 的虹吸管 2。虹吸管的短管部分应插入杯内，使其管口下端距固体沉淀物料面留有 5mm 的距离。虹吸管另一端带有管夹 3，插入到溢流收集槽 4 内。

实验前，先将分级粒度为 d 的矿粒在水中沉降 h 距离所需的时间 t 按斯托克斯公式计算出来。再将一定量（准确称量 50～100g）配成液固比等于 6∶1（泥质物料为 10∶1）的矿浆倒入玻璃杯中，补加清水到规定的刻度零处（补加清水后最大固体容积浓度应小于 3%），然后用带橡皮头的玻璃棒充分搅拌。停止搅拌后使矿浆静置沉降，经过所计算的分级粒度为 d 的矿粒沉降 h 距离所需时间 t，便立即用虹吸管将 h 上部的矿浆全部吸出。显然吸出的矿浆中全是粒度小于分级粒度的矿粒，但是遗留在杯中的沉淀物内，还会有一部分未能吸出的小于分级粒度的矿粒，应再往杯中补加清水，然后重复上述操作，直到吸出的液体中不含小于分级粒度矿粒为止。

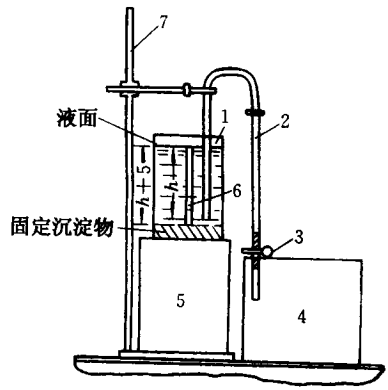


图 4－4－2　淘析法水析装置（萨巴宁沉降分析仪）

1－玻璃杯；2－虹吸管；3－夹子；4－溢流收集槽；

5－玻璃杯座；6－标尺；7－虹吸管架

设预定的分级粒度为 d，在水中的自由沉降速度为 v，则沉降 h 距离所需时间 t 为：

$$t = \frac{h}{v_0} = \frac{h\mu}{54.5d^2(\delta - \rho)} \qquad (4-4-3)$$

将每次吸出的矿浆汇合烘干后，即为试料中全部小于分级粒度的粒级产物。把获得的细粒产物称重、化验后，即可标出该粒级在试样中的含量及其

品位。若要求进行几个粒级的分析时，则需首先按预定的几个分级粒度分别算出沉降 h 距离所需的时间 t 值，由细到粗依次进行上述操作，将各个粒级全部淘析完为止，即可以获得该试样的粒度组成。

由淘析法测定微细物料的粒度组成虽然比较简单、准确，但费时、费工，因此，淘析法多用来对其他水析法校核，或没有连续水析仪器时使用。

（二）上升水流法

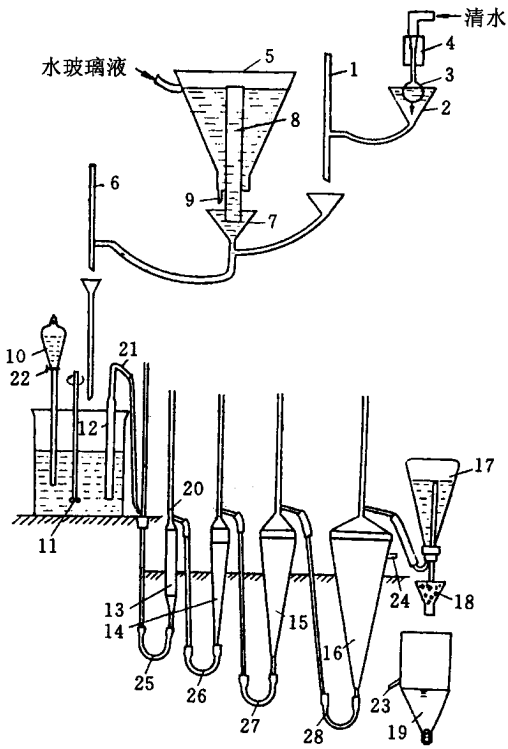


图 4－4－3　连续水析器的结构

1－清水滴管；2、7－漏斗；3－浮标；4－水阀；5－盛水玻璃锥瓶；6－水玻璃调节滴管；8－进气中心管；9－水玻璃液排放管；10－盛矿锥形漏斗；11－搅拌器；12－矿浆吸管；13、14、15、16－分别为 74、37、19、10μm 的分级管；17－调节液面的锥瓶；18－盛明矾漏斗；19－盛－10μm 粒级的锥瓶；20－气泡排放管；21－虹吸管；22－矿浆排放阀；23、24－溢流管；25、26、27、28－乳胶管

上升水流法典型的装置是连续水析器，其基本原理是利用相同的上升水

量，在不同直径的分级管中，产生不同的上升水速，粒度不同的矿粒按其不同沉降速度，分成若干粒级。该水析器除主要工作部件分级管外，还有给水装置、水玻璃添加装置、给矿装置和溢流接收装置等。如图 4－4－3 所示为一组四管水析器。

分级管的直径由给水量和分级粒度确定。如分级管断面积为 A，给水量为 Q，分级管的内径为 D，则存在如下关系：

$$A = \frac{\pi}{4}D^2 = \frac{Q}{v_0} \qquad (4-4-4)$$

在每个分级管中，沉降速度 v_0 大于管内上升水流速度 u_a 的颗粒便沉降下来，小于 u_a 的颗粒便进入下一个分级管内依次进行分级。在每个分级管内保持悬浮的颗粒即是该次分级的临界粒度。

每次水析的试料约为 50g，装入带搅拌器的玻璃杯内，给矿前各分级管及连续管内均充满水，打开管夹使矿浆流入各分级管内。在一般情况下给料时间约 1.5h，2h 后停止搅拌，大约 6h 后停止给水（以溢流水是否清澈为准）。然后用夹子夹住各分级管下端的软胶管，按粗细顺序将各粒级产物清洗排出，进行澄清、过滤、烘干、称重、化验等一系列处理。

这种连续水析器一次可获得多级产品，操作简便，只要保持工作正常（及时放出管内气泡且不使矿粒堵塞胶管），所得结果就较为准确，但水析时间较长。

（三）离心沉降法

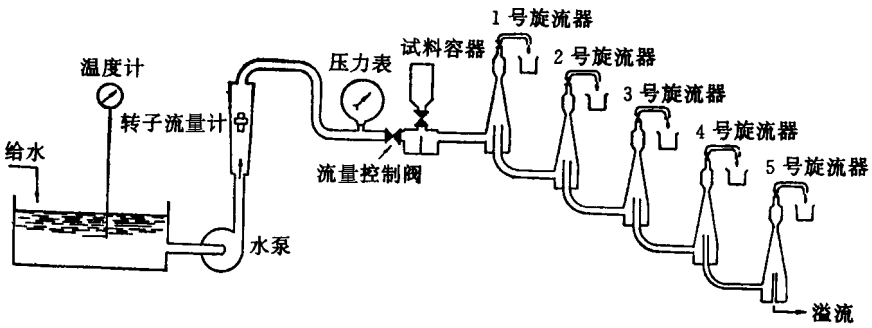


图 4－4－4　旋流水析仪的工作系统

离心沉降法所用装置是串联旋流分级器，也称旋流水析器，其基本原理是使分级过程在离心力场中进行。旋流水析器内颗粒的径向沉降速度依然可按斯托克斯公式求出，仅需用离心加速度取代重力加速度。其结构如图 4－4－4 所示。它是由五个倒置（底流口垂直向上）水力旋流器互相串联并平行排列所组成的。

每个旋流器的沉砂口都与装有排料阀的接料槽相通，试验时排料阀是关闭的。水经水泵从水槽抽出，控制转子流量计保持一定流量，通过流量控制阀给入第 1 号旋流器，因沉砂口排料阀关闭，底流存留在锥体底部，而溢流则进入第 2 号旋流器。以此类推，由第 1 到第 5 号旋流器溢流口和进料口直径依次逐渐减小，旋流器分级粒度也相应逐渐减小。因此，物料分级完成后，第一个旋流器底流产品粒级最粗，最细粒级产物则是最后一个旋流器的溢流。

试样须小于 75μm，每次用量以小于 100g 为宜，从试料容器中给入，约经 30min，分级过程完毕，取出存留在各旋流器内的底流经过滤、烘干、称重和化验。可见旋流水析仪比连续水析器分级速度快。

三、水力分级设备

选矿和选煤中所用的水力分级设备繁多，各种水力分级设备都是利用矿粒在水介质中沉降速度的不同，在重力场或离心力场中完成分级过程的。在建材、化工、食品等工业部门也广泛应用。在选煤厂中水力分级主要用在煤泥水的处理过程，包括沉淀、浓缩、脱水，属于选煤工艺过程中的辅助作业。在金属选矿厂中，水力分级是用于对人选原料进行分级，以获得几个窄级别物料，分别给入重选设备中进行分级选矿，或用于重选厂原矿准备。

本节主要介绍机械分级机和水力旋流器，一般水力分级设备将在第五篇第 3 章中介绍。

（一）机械分级机

在众多的水力分级设备中，具有提升运输沉砂机构的分级机称为机械分级机。与所有分级设备一样，机械分级机分级过程是借颗粒在水介质中的沉降速度差进行的。机械分级机主要与磨矿机配合工作进行预先分级和检查分级，还可以用于含泥矿石的洗矿以及进行脱泥、脱水。

根据运输沉砂机构的不同，机械分级机可分为螺旋分级机、耙式分级机和浮槽分级机等。螺旋分级机是利用转动的螺旋连续排出沉砂。它与后两者相比，具有构造简单、操作方便、分级槽的倾斜角度大等优点，便于同磨矿机作自流连接，故生产中一般均采用螺旋分级机。

螺旋分级机根据螺旋数目的不同，可分为单螺旋分级机和双螺旋分级机。根据分级机溢流堰的高低，又可分为高堰式、低堰式、沉没式三种。

1.螺旋分级机的构造及工作过程

螺旋分级机的结构如图 4－4－5 所示。分级槽 2 呈倾斜安置，倾角一般为 12°～18.5°，槽的底部为半圆形。矿浆从槽的中间部位进料口 7 给入，在分级槽下端的分级带完成分级。细粒级经槽子下端溢流堰 8 随水流从溢流排出口 9 排走。粗粒级产物在分级带沉降，然后由螺旋 1 将其运至槽子上端的沉砂排出口 10 排出机外。螺旋安装在中空主轴 3 上，主轴两端由轴承 4 支承，轴的上端设有传动装置 5，轴的下端置于提升机构之内，必要时可调节螺旋在槽内的高度。

连续不断给入矿浆，则溢流与沉砂也就连续分别排出。若分级机与磨矿机构成闭路，则分级机的沉砂经溜槽进入磨矿机再磨，送回磨矿机的沉砂称“返砂”。

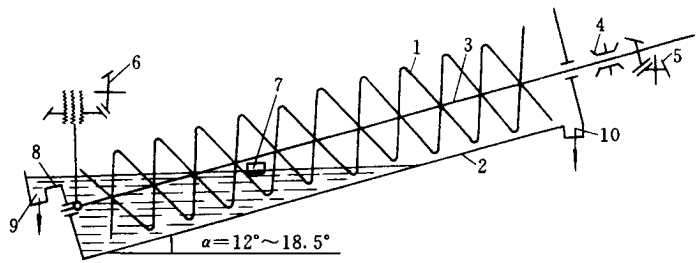


图 4－4－5　螺旋分级机结构示意图

1－螺旋；2－分级槽；3－螺旋轴；4－轴承；5－传动装置；6－螺旋提升机构；7－进料口；8－溢流堰；9－溢流排出口；10－沉砂排出口

2.影响螺旋分级机工艺效果的因素

分级机工艺效果的优劣，主要有两方面，一是分级机的工作质量，如沉砂中小于分级粒度的细粒级含量及溢流中大于分级粒度的粗粒级含量以及沉砂水分的高低；二是分级机的生产能力，包括按溢流中固体含量计算的生产

量以及按沉砂中固体含量计算的生产量。

影响分级机工艺效果的因素很多，概括起来主要有以下几方面。

①矿石性质——主要指矿石的密度、粒度组成和含泥量。矿石密度几乎正比地影响按质量计的分级机的生产能力，矿石密度越大生产能力也越高。矿石的粒度组成和含泥量的影响，是反映在矿浆的粘度上，粘度增大，矿粒沉降速度减少，处理能力和分级的精确性均降低，因此，当矿泥含量较高时，常采用降低分级浓度的办法，但这又导致处理量的降低。给矿中含有适量的矿泥，对分级并非全然不利，因为借助矿泥增加矿浆的粘性，可以抑制螺旋搅动时引起矿浆紊动的发展。

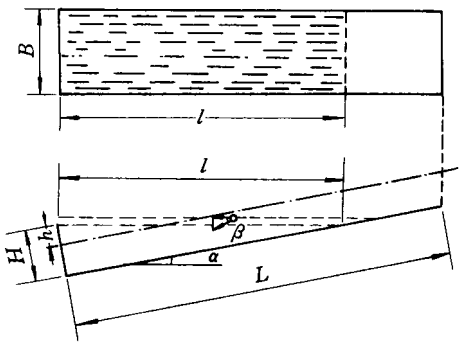


图 4－4－6　螺旋分级机分级面积与分级过程、槽体大小及槽体倾角的关系

②分级机结构——分级机中矿粒群沉降的液面面积，称为分级面积。分级面积的大小影响分级机处理能力并决定分级粒度。由于分级过程是发生在靠近表面层的水平矿浆流中，如图 4－4－6 所示。矿粒在这层水平流中，一方面以自身的沉降速度 v 向下沉降，同时又被水平介质流带动，以接近矿浆水平流速 u 的速度向溢流端行进。因此，它的运动方向是两个速度的矢量和。粒度不同的两个矿粒（假定密度和形状相同）处于同一分级槽中，其水平流速一致，而两矿粒沉降速度有别，于是合速度与水平面的夹角 β 也有差异。粗颗粒的 β 角大，运行到分级槽终端被溢流堰挡住，故留在槽内而成沉砂，细颗粒的 β 角小，运行到分级槽终端时，依然位于溢流堰上面，随水平流从溢流口排出机外。

从分级机面积对分级过程的影响中可以看出，分级机面积大，分级机处

理能力也大，但分级粒度减小。按图 4－4－6 所示，分级液面长为 l，分级槽宽若为 B，分级槽下端高度若为 H，倾角为 α，则分级机面积为 A，即

$$A = Bl = \frac{BH}{\sin\alpha} \tag{4-4-5}$$

可见，增大分级槽的宽度、提高溢流堰的高度或减小槽体的倾角都可以使分级机面积增大。分级机面积增大，按溢流的体积处理能力便增大，分级精度便更细。

螺旋的转速影响液面的搅动程度和运输返砂的能力，转速与螺旋直径成反比。对于粗粒分级可有较大的搅动程度而不致影响颗粒的沉降。对于细颗粒分级则应避免强烈搅动，其螺旋运转速度达到足以将返砂沿外槽运出即可。

③给矿浓度——给矿浓度不仅影响分级粒度，而且还影响在该分级粒度下的处理能力。生产中常常通过调节浓度来控制分级粒度。浓度对分级粒度和生产率的影响存在一个临界值。一方面，增大矿浆浓度，沉降的干涉程度变大，颗粒的沉降速度将变小。这样使一些较粗的颗粒未来得及沉降便被水平流带到溢流中，因而使溢流的粒度变粗。另一方面，当浓度很小时，为了保持一定的按固体计的生产率，溢流流量便会增大，增高的水平流速又会将较粗颗粒带到溢流中，使溢流粒度变粗。因此，对一定的矿石应用其最适宜的临界矿浆浓度，在此浓度下，保持固体生产率一定，则可得到最细的分级粒度；保持一定的分级粒度，则可得到最大的生产率。

为了了解分级机的工作情况，生产中对分级机溢流浓度一般每隔 20～30min 测定一次，以确保对分级粒度的控制。为了提高分级效率，近年来有的选矿厂开始使用筛分设备取代粗粒级的螺旋分级机，在细粒级分级作业中，水力旋流器获得广泛应用。

（二）水力旋流器

1. 概述

在重力场中，由于重力加速度 g 在一定的地方为定值，使微细颗粒的沉降速度受到限制，设备的处理能力和分选效果亦难以提高。为了强化分级和选分作业，近数十年来，人们广泛利用回转流产生的惯性离心力大大提高了

颗粒的运动速度。

选矿生产中使矿浆作回转运动的方法基本有两种，一种是矿浆在压力作用下沿切线给入圆形分选容器中，迫使其作回转运动，这样的回转流厚度较大，例如各种型式的旋流器属于这种；另一种是借回转的圆鼓带动矿浆作圆周运动，例如各种卧式离心选矿机和卧式离心脱水机属于这种。

在回转流中颗粒的惯性离心加速度 a 与同步运动的流体向心加速度方向相反，数值相等。即

$$a = w^2 r = \frac{u_r^2}{r} \tag{4-4-6}$$

式中　r——圆形分选器的半径，m；

w——回转运动的角速度，rad/s；

u_r——回转运动的切向速度，m/s。

因此离心力强度为：

$$i = \frac{a}{g} = \frac{w^2 r}{g} \tag{4-4-7}$$

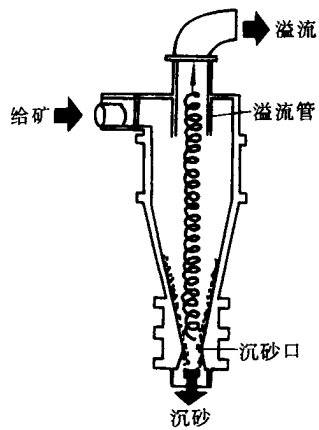


图 4-4-7　水力旋流器

重力选矿中所用离心力有的可比重力大数十倍以上，因此大大强化了分选过程。

水力旋流器是利用回转流进行分级的设备，并也用于浓缩、脱泥（也可以脱砂）、以至于分选。由于它的构造简单，便于制造，处理量大，且工艺效果良好，因而在问世后迅速得以推广应用。

旋流器的构造如图 4－4－7 所示。主要由一个空心圆柱体和圆锥体连接而成。圆柱体的直径代表旋流器的规格，由 50～1000mm，常用者为 125～500mm。在圆柱体中心插入一个溢流管，沿切线方向接有给矿管，在锥体下部留有沉砂（或称底流）口。

2.水力旋流器分级原理

矿浆在一定压力下通过切向进料口给入旋流器，于是在旋流器内形成一个回转流。在旋流器中心处矿浆回转速度达到最大，因而产生的离心力亦最大。矿浆向周围扩展运动的结果，在中心轴周围形成了一个低压带。此时通过沉砂口吸入空气，而在中心轴处形成一个低压空气柱。

作用于旋流器内矿粒上的离心力与矿粒的质量成正比，因而在矿粒密度接近时便可按粒度大小分级（密度不同则得到的是等降颗粒）。

矿浆在旋流器内既有切向回转运动，又有向内的径向运动，而靠近中心的矿浆又沿轴向向上（溢流管）运动，外围矿浆则主要向下（沉砂口）运动。所以它属于三维空间运动。在轴向，矿浆存在一个方向转变的零速点，连接各点在空间构成一近似锥形的面，称作零速包络面（见图 4－4－8）。细小颗粒离心沉降速度小，被向心的液流推动进入零速包络面由溢流管排出成为溢流产物；而较粗颗粒则借较大离心力作用，保留在零速包络面外，最后由沉砂口排出，成为沉砂产物。零速包络面的位置大致决定了分级粒度。

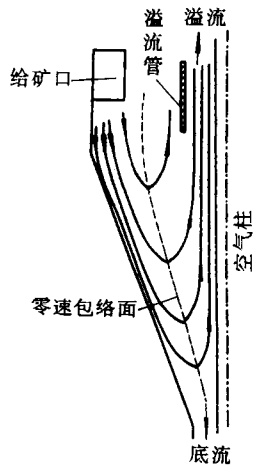


图 4－4－8　水力旋流器分级原理示意图

3.水力旋流器的工艺计算

水力旋流器工艺计算,包括分离粒度和处理量的计算。它们的计算公式很多,有的公式很繁琐,不便应用;有的公式计算值与实际值差别太大,这里不多赘述。现将常用公式列出如下。

(1)旋流器的处理能力 Q(L/min)

$$Q = K_1 d_G d_y \sqrt{gp} \tag{4-4-8}$$

式中　d_G 和 d_y——给矿管直径及溢流管直径,cm;当矿口为矩形断面时,其中 $d_G = \sqrt{\frac{4}{\pi}bl}$,cm;$b$ 和 l 为给矿管矩形断面的宽和长,cm;

p——旋流器的进口压力(表压力),MPa;

g——重力加速度,以 9.8m/s^2 计;

K_1——系数,按表 4-4-2 确定。

表 4-4-2　旋流器在不同 d_G/D 值条件下的 K_1 值

d_G/D	0.10	0.15	0.20	0.25	0.30
K_1	1.83	2.46	3.10	3.84	4.93

注:D 指旋流器直径。

(2)旋流器的分离粒度

分级的临界粒度 d_F(cm)为:

$$d_F = \frac{0.75 d_G^2}{\phi_x}\sqrt{\frac{\pi\mu}{Qh(\delta-\rho}} \tag{4-4-9}$$

式中　h——溢流管下缘到锥壁的轴向距离,为简单计可取锥体高度的 2/3;

μ——介质粘度;

Q——给矿矿浆体积。各物理量单位均按 CGS 单位制计;

ϕ_x——速度变化系数,其值大于 1。

ϕ_x 计算方法常用两种:

①达尔扬提出的计算公式

$$\phi_x = \left(\frac{D}{d_y}\right)^n \tag{4-4-10}$$

式中，$n=0.5\sim0.9$，一般取 $n=0.64$。

②前苏联选矿研究设计院提出的公式

$$\phi_x=\frac{6.6A_G\alpha^{0.3}}{Dd_y} \tag{4-4-11}$$

式中　A_G——给矿口的面积，cm^2；

D——旋流器内径，cm^2；

α——旋流器锥角，(°)；$\alpha^{0.3}$值见表 4-4-3。

表 4-4-3　公式(4-4-11)中 $\alpha^{0.3}$的值

α	10°	15°	20°	60°	90°
$\alpha^{0.3}$	2	2.25	2.46	3.40	3.85

4.影响水力旋流器工作的因素

影响水力旋流器工作的因素包括结构参数、操作条件和矿石性质等。旋流器的直径 D、给矿口直径 d_G 和溢流口直径 d_y，是影响处理量 Q 和分级粒度 d_F 的主要结构参数。将式(4-4-8)加以转换，可以得出矿浆体积处理量与旋流器直径的大致关系为：

$$Q\propto D^2$$

随着矿浆流量增加，矿浆的向心流速亦增加，分级粒度变粗。将式(4-4-9)中 Q、d_G 和 h 均换算成 D 的比例值，则得

$$d_F\propto\sqrt{D}$$

因此，进行粗分级时常选用较大直径旋流器；在细分级时则用小直径旋流器。如果后者处理能力不够时，可以将多台并联使用。

(1)给矿管直径 d_G 对旋流器工作的影响

给矿口的大小对处理能力、分离粒度以及分级效率均有一定影响。其直径常与旋流器直径呈一定比例，大多 $d_G=(0.08\sim0.25)D$。给矿口的横断面形状以矩形为好。而纵断面常为图 4-4-9(a)所示的切线形。

由于这种进料方式易使矿浆在进入旋流器时与器壁冲击产生局部旋涡影响分级效率。因此出现了如图 4-4-9(b)的渐开线形及其他型式的给矿管。

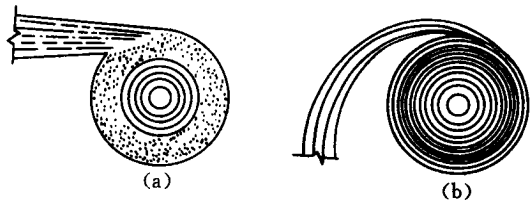


图 4－4－9　切线形及渐开线形给矿管

(a)切线形 ;(b)渐开线形

(2)溢流管直径 d_y 对旋流器工作的影响

溢流管大小应与旋流器直径呈一定比例,一般为 $d_y = (0.2 \sim 0.4)D$。增大溢流管直径,溢流量增加,溢流粒度变粗,沉砂中细粒级减少,沉砂浓度增加。

(3)沉砂口直径 d_c 对旋流器工作的影响

沉砂口直径常与溢流口直径呈一定比例关系,其比值 $\frac{d_y}{d_c}$ 称为角锥比。试验得出,角锥比值以 3 ~ 4 为宜,它是改变分级粒度的有效手段。沉砂口是旋流器中最易磨损的零件,常因磨损而增大排出口面积,使沉砂产量增加,沉砂浓度降低。如果沉砂口过小,粗颗粒在锥顶越积越多,会引起沉砂口堵塞。沉砂口大小的变化对旋流器处理能力影响不大。

(4)锥角对旋流器工作的影响

锥角大小影响矿浆向下流动的阻力和分级自由面的高度。一般说来细分级或脱水用旋流器应采用较小的锥角,最小达 10° ~ 15° ;粗分级或浓缩用旋流器采用大锥角,达 20° ~ 45°。

旋流器圆柱体高度 h 主要影响物料在旋流器中的停留时间,一般取 $h = (0.6 \sim 1.0)D$。溢流管插入深度 h_y,,大体接近圆柱高度,为 $(0.7 \sim 0.8)h$,过长或过短均将引起溢流跑粗。

(5)给矿压力 p 对旋流器工作的影响

给矿压力是旋流器工作的重要参数,提高给矿压力,矿浆流速增大,可以提高分级效率和沉砂浓度 ;通过增大压力来降低分级粒度收效是甚微的,而动能消耗却将大幅度增加,且旋流器特别是沉砂口的磨损将更严重。故在处理粗粒物料时,应尽可能采用低压力(0.05 ~ 0.1MPa)操作 ;只有在处理细粒

及泥质物料时，才采用较高压力（0.1～0.3MPa）操作。

旋流器的给矿主要有两种方式：

①稳压箱给矿——借高差用管道自流给入旋流器或用砂泵将矿浆扬送到高处稳压箱中再引入旋流器。这种给矿受高差条件限制，只能在低压给矿时使用。

②砂泵直接给矿——这种给矿方式可获得较高的给矿压力，配置方便，管路少，便于维护，因此使用广泛。

（6）给矿性质对旋流器工作的影响

其中最主要的是给矿粒度组成（包括合泥量）和给矿浓度。给矿粒度组成和对产物的粒度要求影响选用的旋流器直径和给矿压力。当旋流器尺寸及压力一定时，给矿浓度对溢流粒度及分级效率有重要影响。给矿浓度高，分级粒度变粗，分级效率亦将降低。当分级粒度为 0.074mm 时，给矿浓度以 10%～20%为宜；分级粒度为 0.019mm 时，给矿浓度应取 5%～10%。

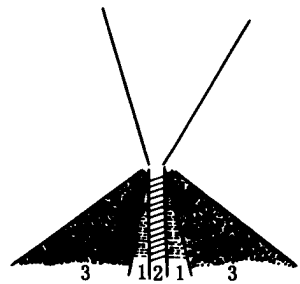


图 4－4－10　旋流器底流不同排出状况示意图

1－伞状；2－绳状（底流口很小）；

3－大锥角伞状（底流口很大）

用于分级的旋流器最佳工作状态应是沉砂呈伞状喷出，伞的中心有不大的空气吸入口。这样使空气在向上流动时能携带内层矿浆中的细颗粒从溢流中排出，因而有利于提高分级效率。此时伞的锥角应如图 4－4－10 所示大小。如旋流器用于浓缩时可取绳状排出，此时沉砂浓度最高。而在用于脱水时，沉砂应以最大角度的伞状排出，这时沉砂浓度最低，相应可获得含固体量最少的溢流。

第二节　重介质选矿

一、概述

(一)重介质选矿的基本原理

通常将密度大于水的介质称为重介质。在这样的介质中进行的选矿称为重介质选矿,它是按阿基米得原理进行的。

任何物体在介质中都将受到浮力的作用,浮力 F 的大小等于物体排开的同体积介质的重量,即

$$F = V\rho_{zj}g$$

颗粒在介质中的有效重力 G_0 与重力加速度 g_0 分别为:

$$G_0 = G - F = V(\delta - \rho_{zj})g$$

$$g_0 = \left(\frac{\delta - \rho_{zj}}{\delta}\right)g$$

可见,G_0 及 g_0 均随 ρ_{zj}增大而减小。

在重介质中,当 $\delta > \rho_{zj}$时,g_0 为正,与 g 的方向一致,矿粒将向下沉降;而当 $\delta < \rho_{zj}$时,g_0 为负,与 g 的方向相反,矿粒将向上浮起。因此,为使分选过程能有效进行,重介质密度应介于矿石中轻、重两种矿物的密度之间,即 $\delta_2 > \rho_{zj} > \delta_1$。在这样的介质中,分选完全属于静力作用过程,流体的运动和颗粒的沉降不再是分层的主要作用因素,而介质本身的性质却是影响分选的重要因素。

(二)重介质的种类与加重质的选择

1.重介质的种类

重介质有重液与重悬浮液之分。

①重液——重液是一些密度高的有机液体或无机盐类的水溶液。它们是均质液体,可用有机溶剂或水调配成不同的密度。如三溴甲烷($CHBr_3$)或

四溴乙烷($C_2H_4Br_4$),最高密度可达 2.9～3.0g/cm^3。用不同量的苯、甲苯或四氯化碳与之混合,即可改变其密度。碘化钾与碘化汞按 1∶1.24 的比例配成的水溶液,最高密度可达 3.2g/cm^3。二碘甲烷(CH_2I_2)溶液最高密度可达 3.3g/cm^3。甲酸铊(HCOOTl)和丙 M 酸铊[$CH_2(COOTl)_2$]配成的溶液,密度最高达 4.25g/cm^3。另外氯化钙的水溶液,最高密度可达 1.4g/cm^3;氯化锌的水溶液,密度可达 1.8～2.0g/cm^3;四氯化碳与甲苯配成的溶液,密度可达 1.6g/cm^3。

上述重液的共同特点是来源有限,价格昂贵,有毒,有腐蚀作用且不易回收。生产上几乎不用其作为介质,只在实验室中作重力分析或分离矿物时使用。

②重悬浮液——重悬浮液是由密度大的固体微粒分散在水中构成的非均质两相介质。

高密度固体微粒起着加大介质密度的作用,故称为加重质。加重质的粒度一般为一 200 网目占 60%～80%,能够均匀分散于水中。此时,置于其中的较大矿粒便受到了像均匀介质一样的增大了的浮力作用。密度大于重悬浮液密度的矿粒仍可下沉,反之则上浮。因重悬浮液具有价廉、无毒等优点,在工业上得以广泛应用。目前所说的重介质选矿,实际上就是重悬浮液选矿。

2.加重质的选择

工业上所用的加重质因要求配制的重悬浮液密度不同而不同,常用的有下列几种。

①硅铁——选矿用的硅铁含 Si 量为 13%～18%,这样的硅铁密度为 6.8g/cm^3,可配制密度为 3.2～3.5g/cm^3 的重悬浮液。硅铁具有耐氧化、硬度大、带强磁性等特点,使用后经筛分和磁选可以回收再用。根据制造方法的不同,硅铁又分为磨碎硅铁、喷雾硅铁和电炉刚玉废料(属合杂硅铁)等。其中喷雾硅铁外表呈球形,在同样浓度下配制的悬浮液粘度小,便于使用。

②方铅矿——纯的方铅矿密度为 7.5g/cm^3,通常所用者为方铅矿精矿,Pb 品位为 60%,配制的悬浮浓密度为 3.5g/cm^3。方铅矿悬浮液用后可用浮选法回收再用。但其硬度低,易泥化,配制的悬浮液粘度高,且容易损失,因

此，现已逐渐少用。

③磁铁矿——纯磁铁矿密度为 5.0g/cm^3 左右，用含 Fe60% 以上的铁精矿配制的悬浮液密度最大可达 2.5g/cm^3。磁铁矿在水中不易氧化，可用弱磁选法回收。

此外，还可用选矿厂的副产品如砷黄铁矿、黄铁矿等作加重质。

从选矿生产的角度来看，配制的重悬浮液不但应达到分选要求的密度，而且应具有较小的粘度及较好的稳定性。为此，选择的加重质，应具有足够高的密度，且在使用过程中不易泥化和氧化，来源广泛，价格低廉，便于制备与再生，这些是选择加重质时必须考虑的因素。

（三）重介质选矿的应用

从原理上看，重介质选矿是严格按密度分选的，与矿粒的粒度与形状无关，介质常表现出较高的粘度，严重影响颗粒的沉降速度。若给矿粒度大，重矿物沉降快，对分层精确性的影响倒不显著；但若给矿粒度小，则往往因有一部分粒度小的重矿物颗粒未来得及沉降到底部，便被介质带到机外，从而降低了分选效率。因此，在分选前预先筛分出细小矿粒还是必要的。

重介质选矿的给矿粒度下限，对金属矿石为 1.5～3mm，对煤为 3～6mm，应用重介质旋流器可到 0.3～0.5mm；给矿粒度上限，金属矿石为 50～150mm，煤为 300～400mm。目前一般认为分选金属矿石时合适的给矿粒度范围为 2～75mm。

受加重质自身密度的限制，悬浮液难以达到很高的密度，通常只能比轻矿物密度略高一点，故重介质选矿不能获得高品位的最终精矿，而只能选出密度低的单体脉石或采矿过程混入的围岩，因此只能作为预先分选作业使用。对煤来说，通常多采用磁铁矿粉作为加重质。因其配制的悬浮液密度范围较宽，完全能够分选各种煤炭，而且便于回收。对有色金属矿石，最适合于处理的有用矿物为集合体嵌布或粗粒嵌布的矿石。这类矿石经中碎后，即有大量单体脉石产出，用重介质选矿法将其除去，使之不再进入磨矿和分选作业，从而可大大降低生产成本并提高选矿厂的处理能力。对于井下开采的铁、锰矿石，利用重介质选矿法可预先除去混入的围岩，恢复地质品位。重介质选矿法已在我国用于处理铁、锰、锡、钨等矿石。

二、重悬浮液的性质

(一)悬浮液的密度

1.悬浮液密度的特点

悬浮液是一种不均质的两相系统,在固、液两相间具有很大的相界面,因此,它具有类似胶体系统的物理化学性质,这就使悬浮液在密度和粘度方面与均质重液有不同的性质。密度是指单位体积所具有的质量。悬浮液的密度等于加重质的密度和液体(水)密度的加权平均值,即

$$\rho_{zj} = \lambda\delta_j + (1-\lambda)\rho_s$$

因水的密度为 $1g/cm^3$,所以

$$\rho_{zj} = \lambda(\delta_j - 1) + 1 \qquad (4-4-12)$$

式中　ρ_{zj}——重介质悬浮液的密度,g/cm^3;

λ——悬浮液的固体容积浓度,%;

δ_j——加重质的密度,g/cm^3;

ρ_s——水的密度,g/cm^3。

式(4-4-1)所求悬浮液的密度 ρ_{zj},在物理意义上与均质介质的密度不完全相同,只有将悬浮液中的固、液两相作为一个统一的整体看待时,才具有密度的概念。因悬浮液是由两种密度完全不同的质点(即固、液两相质点)所构成的两相混合物,故悬浮液密度 ρ_{zj} 在数值上不能表征其中每一个质点的密度,因此通常称该密度为悬浮液的假密度,或称悬浮液的物理密度。

悬浮液内各质点密度的不均一性,影响矿粒在其中的分选。只有当加重质粒度较细,容积浓度又较高,而入选的矿粒粒度大时,在分选过程中,对矿粒而言,悬浮液才能作为一个整体称其为分选介质;否则,此时的分选介质只是悬浮液中的液体而不是悬浮液的整体,悬浮液的密度也就没有什么意义了。而矿粒在悬浮液中的沉降,仅仅看做是矿粒在液体中受加重质悬浮粒作用的干扰沉降。矿粒在悬浮液中所排开的介质不是具有密度为悬浮液密度的悬浮液本身,而是悬浮液中的液体,它的密度为 ρ_s。因此,尽管有的矿粒密度低于悬浮液的密度 ρ_{zj};,但也将下沉,即矿粒不能按悬浮液的密度 ρ_{zj} 进行

浮沉过程，而达到高、低不同密度矿粒的分离。

从以上分析可知，在重介质选矿过程中作为分选介质而起作用的悬浮液，其中固体悬浮粒（加重质）的粒度和容积浓度与入选物料之间应具有一定的关系；再有，从式（4－4－1）可以看出，悬浮液的密度要由加重质的密度和容积浓度来决定。

2.悬浮液的有效密度

从式（4－4－1）看出，重介悬浮液的密度 ρ_{zj} 是由加重质的密度 δ_j 及其容积浓度 λ 所决定。

按规定的重介悬浮液密度配制一定体积的悬浮液，所需加重质的质量，可用公式计算。

根据质量平衡关系，则

$$m_j + \left(V_{zj} - \frac{m_j}{\delta_j} \right) \rho_s = V_{zj} \rho_{zj}$$

故得

$$m_j = \frac{V_{zj} \delta_j (\rho_{zj} - \rho_s)}{\delta_j - \rho_s} \qquad (4-4-13)$$

式中　m_j——悬浮液中固体（加重质）的质量，kg；

V_{zj}——重介悬浮液的体积，m^3；

ρ_{zj}——重介悬浮液的密度，kg/m^3；

ρ_s——水的密度，kg/m^3；

δ_j——加重质的密度上，kg/m^3。

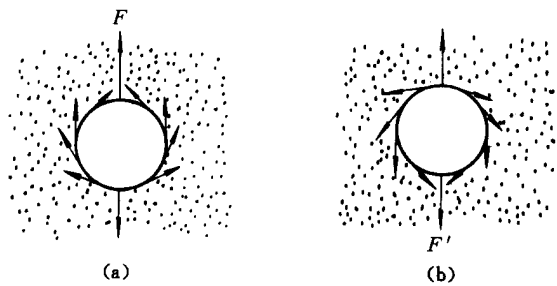


图 4－4－11　结构化悬浮液中矿粒的浮沉运动

（a）矿粒下沉；（b）矿粒上浮

从理论上讲。重介悬浮液的物理密度应该就是分选密度，但实际工作中

有时并非如此，这是由于加重质颗粒很细，当悬浮液固体容积浓度大到一定程度后，加重质颗粒由于种种原因经直接接触而相互连接起来，形成空间网状结构物，这就使悬浮液发生了结构化。由于悬浮液出现结构化的影响，实际的分选密度常常高于悬浮液的物理密度。对于未结构化的重介悬浮液，因加重质颗粒的沉降，分选密度既可高于也可低于悬浮液的假定密度，这应由轻、重产物分离界限层的位置决定。

在已出现结构化的悬浮液内，若体积为 V 的矿粒向下运动，开始时所遇到的静力作用，除悬浮液的浮力外，还有静切应力引起的摩擦力 F〔如图 4－4－11(a)所示〕，故矿粒下沉的条件为：

$$V_k \delta_k g > V_k \rho_{zj} g + F \tag{4－4－14}$$

式中　V_k——矿粒体积，m^3；

δ_k、ρ_{zj}——分别为矿粒及重介悬浮液的密度，kg/m^3；

F——由静切应力引起与矿粒沉降方向相反的摩擦力之合力，N。

F 的大小与矿粒的表面积 A 和静切应力 τ_0 成正比，即

$$F = \frac{1}{K} A \tau_0 \tag{4－4－15}$$

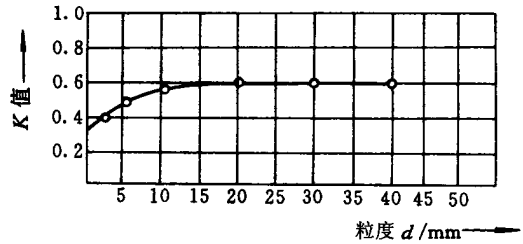


图 4－4－12　K 值与矿粒粒度的关系

式中　$\frac{1}{K}$——比例系数，根据测定 K 值与颗粒粒度有关，如图 4－4－12 所示当矿粒粒度大于 10mm 时，K 值接近一个常数，即 K 值近似等于 0.6。

将式(4－4－4)代入式(4－4－3)中，两边都用 V_{kg} 除之，则得

$$\delta_k > \frac{1}{K} \frac{\tau_0}{g} \frac{A}{V_k} \tag{4－4－16}$$

式中，A/V_k 一项是矿粒比表面积，由于 $V_k=\frac{\pi d_V^3}{6}$，而 $A=\pi d_A^2=\frac{\pi d_V^2}{\chi}$，故

$$\frac{A}{V_k}=\frac{6}{X d_v} \tag{4-4-17}$$

式中　d_v、d_A——分别为等体积当量直径与等面积当量直径；X——球形系数。

将式(4-4-17)代入式(4-4-16)中，则得

$$\delta_k>\rho_{zj}+\frac{6\tau_0}{K_g\chi d_V} \tag{4-4-18}$$

式(4-4-18)右侧第二项，是由于结构化悬浮液的静切应力存在，所导致“浮力”增大的增大值。该不等式右侧两项之和，称其为重介悬浮液的有效密度，以 ρ_{yx} 表示，即

$$\rho_{yx}=\rho_{zj}+\frac{6\tau_0}{K_g\chi d_v} \tag{4-4-19}$$

ρ_{yx} 相当于实际作用在矿粒上的悬浮液密度值，其大小不仅与静切应力有关，而且还随矿粒的粒度及形状不同而异。矿粒粒度愈小，形状越不规则，则悬浮液有效密度值就越大，矿粒感受到向上的摩擦力 F 就越明显，致使矿粒下沉困难。

由于静切应力之合力对矿粒的作用方向始终与矿粒的运动方向相反，轻矿粒在重介悬浮液中上浮时，作用于矿粒的悬浮液有效密度以 ρ'_{yx} 表示，即

$$\rho'_{yx}=\rho_{zj}+\frac{6\tau_0}{K_g\chi d_V} \tag{4-4-19a}$$

此时上浮矿粒实际受“浮力”作用小了，因为多了一个因静切应力所引起的下拖力 F'，如图(4-4-12)(b)所示。若矿粒的密度 δ_k 恰好介于 ρ_{yx} 与 ρ'_{yx} 之间，即

$$\left(\rho_{zj}+\frac{6\tau_0}{K_g X d_v}\right)>\delta_k>\left(\rho_{zj}-\frac{6\tau_0}{K_g X d_v}\right) \tag{4-4-20}$$

则此矿粒既不下沉也不上浮，在重介悬浮液中处于悬浮不动的状态，因而就难以获得有效分选。粒度细小形状又不规则的矿粒，这种现象表现尤为突出，这是导致分选效率不高的重要原因。

生产中所使用的悬浮液，是根据被选物料的密度组成及对产品的质量要求，初步确定下来的，然后根据分选结果再做进一步调整。在日常生产中控制好悬浮液的密度，是获得最佳分选指标的重要环节。

生产中悬浮液的密度可用浓度壶人工测定或仪器自动测定。自动测定装置有压差式密度测量仪和放射性密度测定仪等，由这些装置获得的一次信号，通过电子仪器转换成电讯号传输给执行机构，用补加水或补加加重质方法调节悬浮液的密度。这些装置可使密度的波动范围不超过 $\pm 0.1 g/cm^3$。

（二）悬浮液的粘度和流变性

在有关的悬浮液的性质中，密度决定着分选的密度界限，而粘度和稳定性则影响着分选的精确性。

1.悬浮液的粘度和流变性

悬浮液的粘度与均质液体不同，它是液体与液体、固体与固体以及液体与固体之间的内摩擦力（切应力）的体现。因而内切应力要比单一分散介质大。根据流体（包括两相流体）的切应力与速度梯度的关系，可将流体分为四种流变类型，即牛顿流体、粘塑性流体、假塑性流体和膨胀性流体。后三种也称作非牛顿流体。这些流体的速度梯度与切应力关系曲线称作流变曲线，如图 4－4－13 所示。

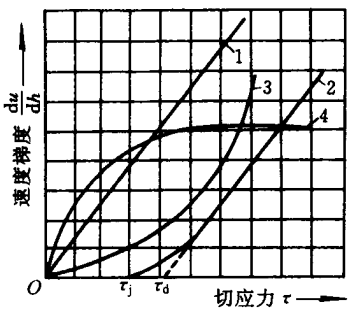


图 4－4－13　流体的速度梯度与切应力的关系

1－牛顿流体；2－粘塑性流体；3－假塑性流体；4－膨胀性流体

牛顿流体的流变曲线为一通过坐标原点的直线，切应力与速度梯度的关系可用下式表示：

$$\tau = \frac{d\mu}{dh} \quad (N/m^2) \qquad (4-4-21)$$

式中　μ——粘度，Pa·s；

τ——切应力，N/m2；

$\frac{\mathrm{d}\mu}{\mathrm{d}h}$——速度梯度，或称剪切率，1/s。

在一定的温度和压力下，牛顿流体的粘度为一常数，不随速度梯度而变。属于这类流体的有各种均质液体、空气、低分子化合物溶液以及稀的溶胶体和悬浮液等。

当悬浮液内固体颗粒相互连接形成网状结构物时，流体不仅有粘性而且有塑性，称为粘塑性流体。当外力作用很小时，它只发生形变而不流动。只有当外力大于静切应力 τ_i 时，才产生流动，流变曲线为一条不通过原点的曲线。在高的速度梯度下，内部结构物遭到破坏，曲线渐变为直线。将此直线段向下延伸与 τ，轴的交点 τ_d 称为动切应力。其值表示粘塑性流体流动时，粘度（塑性粘度）变成常数所需的最小切应力。直线段的 τ 值与 $\frac{\mathrm{d}\mu}{\mathrm{dh}}$ 关系可表示为：

$$\tau = \tau_d + \frac{\mathrm{d}u}{\mathrm{d}h} \tag{4-4-22}$$

式中　τ_d——动切应力，N/m^2；

μ_p——塑性粘度，Pa·s。

粘塑性流体又称为宾汉体。用粘度计测得的这类流体的粘度称为视粘度，写成 μ_s：

$$\mu_s = \frac{\tau_d}{\mathrm{d}u/\mathrm{d}h} + \mu_p \tag{4-4-23}$$

公式右侧第一项称作结构粘度。可见，粘塑性流体的视粘度（总粘度）系由结构粘度和塑性粘度两项组成。显然视粘度并非常数，而是随速度梯度的增大而减小。

属于粘塑性流体的有高浓度的矿浆、泥浆、沥青、水泥浆、油漆等。选矿用重悬浮液多属粘塑性流体。

假塑性流体和膨胀性流体的流变曲线都通过坐标原点，两者均没有静切应力。假塑性流体的流变曲线凸向 τ 轴，即其视粘度随速度梯度的增加而

变小；膨胀性流体的流变曲线凸向$\frac{du}{dh}$轴，即其视粘度随速度的增大而变大，两种流体的τ—$\frac{du}{dh}$关系服从指数方程，故又称幂律流体，表达式如下：

$$\tau = k\left(\frac{du}{dh}\right)^n \tag{4-4-24}$$

式中　k——与粘度有关的系数，称作稠度系数，流体粘度越高，k 值越大；

n——流体指数。假塑性流体 $n<1$，膨胀性流体 $n>1$。当 $n=1$ 时与式(4-4-21)形式相同，即为牛顿流体。

假塑性流体和膨胀性流体的视粘度为：

$$\mu_s = k\left(\frac{du}{dh}\right)^{n-1} \tag{4-4-25}$$

属于假塑性流体的有高分子聚合物溶液、乳状液、胶状原油、水凝胶、牙膏等；属于膨胀性流体的有浓淀粉糊、高固体含量的涂料、流砂、某些高浓度的悬浮液。当重悬浮液的浓度较高时(例如容积浓度大于42%)，也会具有膨胀性流体的性质。

2.悬浮液粘度的测定

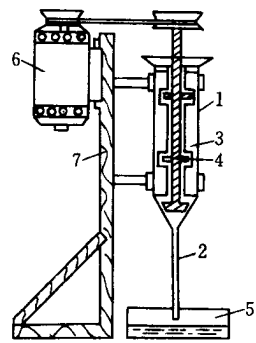


图4-4-14　带搅拌装置的毛细管粘度计

1-粗玻璃管；2-毛细管；3-隔板；4-搅拌装置；5-接取的容器；6-电动机；7-支架

(1)带有搅拌装置的毛细管粘度计在实际工作中，测定悬浮液粘度使用最广泛的是粘度计，带有搅拌杆的毛细管粘度计，其构造如图4-4-14所示。它是由内径为40mm的粗玻璃管1、内径为1.5~2.5mm的毛细管2、插置在粗玻璃管内的搅拌装置4及装置在粗玻璃管内壁上的隔板3等部件所

组成的。搅拌装置由电动机 6 经传动皮带带动旋转，电动机及毛细管粘度计均由支架 7 支承，搅拌装置的作用是使悬浮液保持均匀稳定，隔板是用来防止在搅拌过程中悬浮液发生旋转。由于搅拌叶片靠近毛细管上端，所以搅拌速度不宜过快（一般为 200 ~ 500r/min），否则引起静压强的变化。

使用毛细管粘度计测定介质粘度，是因为粘性液体在层流条件下，通过毛细管的流量体积 V 可按下式计算：

$$V = \frac{\pi r^4 p}{8 l \mu} t \qquad (4-4-26)$$

式中　r——毛细管内径，m；

l——毛细管长度，m；

p——作用于毛细管下端出口处的静压强。它等于自液面到毛细管下端管口的重力压强户 $p = \rho g h$，单位 Pa（h 为自液面到毛细管最下端的高度，m）；

t——流出时间，s；

V——经 ts 时间所流出的体积，m^3；

μ——均质液体的动力粘度，Pa·s。

式（4-4-26）也可写成

$$V = \frac{\pi r^4 hg}{8 l \mu} \rho t \qquad (4-4-26a)$$

或

$$\mu = \frac{\pi r^4 hg}{8 l V} \rho t \qquad (4-4-27)$$

式中　ρ——均质液体的密度（即指水的密度），kg/m3；

g——重力加速度，m/s^2。

对于重介质悬浮液，则

$$V = \frac{\pi r^4 hg}{8 l \mu_{zj}} \rho_{zj} t_{zj}$$

或

$$\mu_{zj} = \frac{\pi r^4 hg}{8 l V} \rho_{zj} t_{zj} \qquad (4-4-28)$$

式中　ρ_{zj}——重介质悬浮液的密度，kg/m^3；

t_{zj}——重介质悬浮液流出体积 V 时所需的时间，s；

μ_{zj}——重介质悬浮液的动力粘度，Pa·s。

由式(4－4－27)及式(4－4－28)可知，若用同一个毛细管粘度计，在相同的操作条件下(h 和 V 不变)，分别测定某已知粘度的介质(如水及悬浮液)流出体积为 V 时所需的时间(t 和 t_{zj} 不变)，则悬浮液的有效粘度(视粘度)为：

$$\mu_{zj} = \mu_s \frac{\rho_{zj} t_{zj}}{\rho_s t_s} \tag{4－4－29}$$

或

$$\frac{\mu_{zj}}{\mu_s} = \frac{\rho_{zj} t_{zj}}{\rho_s t_s} \tag{4－4－30}$$

式中　ρ_s——水的密度，g/cm^3；

t_s——流出体积为 V 的水所需的时间，s；

μ_s——水的动力粘度，Pa·s。

式(4－4－30)中，重介质悬浮液的粘度与水粘度的比值，称为悬浮液的相对有效粘度，简称相对粘度，以 μ'_{zj} 表示，即

$$\mu'_{zj} = \frac{\mu_{zj}}{\mu_s} = \frac{\rho_{zj} t_{zj}}{\rho_s t_s} \tag{4－4－31}$$

显然，悬浮液的运动粘度。v_{zj} 则为：

$$\mu_{zj} = \frac{\mu_{zj}}{\rho_{zj}} = v_s \frac{t_{zj}}{t_s} \tag{4－4－32}$$

所以，悬浮液的相对运动粘度 v'_{zj} 便为

$$v'_{zj} = \frac{v_{zj}}{v_s} = \frac{t_{zj}}{t_s} \tag{4－4－33}$$

式中　v_s——水的运动粘度，m^2/s。

按上述原理，可利用毛细管粘度计，测定重介质悬浮液的相对动力粘度 μ'_{zj} 及相对运动粘度 ν'_{zj}。测定方法是：先将毛细管下端口堵住，在粗玻璃管中加入一定体积(一般可为 200mL)的水。然后开动搅拌装置并测定由毛细管流出规定体积水(规定流出的体积应少于加入体积)所需的时间 t_s。再按同样方法在粗玻璃管中加入与测水时体积相等的悬浮液，并测定与测水时流出相同体积悬浮液所经历的时间 t_{zj}。于是便可根据式(4－4－31)、式(4－4－

32)算出悬浮液的相对动力粘度 μ'_{zj} 和相对运动粘度 v'_{zj}。

实验证明,这种粘度计完全适用于测定无结构化或结构化程度很低的重介质悬浮液的粘度。但对已经结构化的悬浮液,由于搅拌作用破坏了悬浮液的结构物,致使测定结果产生很大误差。

但应指出,用式(4－4－31)或式(4－4－32)计算流体介质通过毛细管的粘度是不够准确的。首先因建立上述公式时,并没有考虑介质通过毛细管时因流速增加而造成的压头损失,故实际粘度要小于计算粘度值;另一方面,在测重介质悬浮液的粘度时,为防止沉淀,须加搅拌。但搅拌作用会使流出时间延长,故在搅拌作用下所测得的时间用于计算粘度时,其计算值又将大于实际粘度。而且,随着 t_s 与 t_{zj} 的差值越大,则计算结果的误差也就越大。所以,对粘度较大的悬浮液用上述所给出的公式计算其相对粘度是不适宜的。

(2)同心圆筒式粘度计

同心圆筒粘度计是研究重介质悬浮液流变特性时,使用最多的一类粘度计。它包括外转筒式粘度计、内转筒式粘度计、范式转筒粘度计和轴流式同心圆筒粘度计。

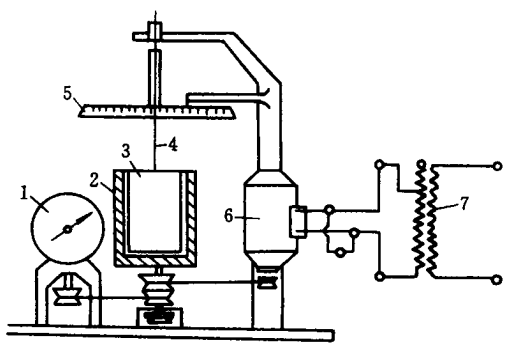


图 4－4－15　外转筒式粘度计示意图

1－转速表;2－外转筒;3－吊筒;4－扭丝;5－量角器;

6－电动机;7－自耦变压器

图 4－4－15 是外转筒式粘度计的示意图。直径为 4.5cm 的外转筒 2,由电动机 6 带动,以一定的角速度旋转。直径为 4cm 的吊筒 3 置于外转筒之内,两筒之间环形间隙为 0.25cm,在此环形空间内装有上升的悬浮液流。由

于外转筒旋转，通过悬浮液的粘性力使悬挂在金属扭丝 4 上的吊筒也发生扭转。根据吊筒扭转的角度，可以计算出在不同转速 μ 下的旋转力矩（扭矩）M，然后根据式（4－4－34）及式（4－4－35）算出在该条件下的速度梯度$\frac{\mathrm{d}u}{\mathrm{d}h}$与切应力 τ。

$$\frac{\mathrm{d}u}{\mathrm{d}h}=\frac{2\omega}{R_1^2\left(\frac{1}{R_1^2}-\frac{1}{R_2^2}\right)} \tag{4-4-34}$$

$$\tau=\frac{M}{2\pi R_1^2 H} \tag{4-4-35}$$

式中　ω——外转筒旋转角速度，rad/s；

R_1——吊筒的半径，m；

R_2——外转筒半径，m；

H——吊筒的高度，m；

M——吊筒的扭矩，N·m。

根据牛顿内摩擦定律，即

将已计算的切应力及速度梯度代入，便可求出 μ 值，该 μ 即为要求的悬浮液粘度。

注意，用同心圆筒式粘度计，在试验液体处于层流状态时，均可直接根据试验数据，利用已知公式算出要测的粘度值。有关的仪器常数，则可用已知粘度的液体予以预先标定。但选矿实践中碰到的大都是由层流到紊流的过渡范围，此时仪器的标定和测量数据的处理工作都比较繁杂，实际使用时需参考仪器说明书或有关著作。至于其他型式的同心圆筒粘度计，原理相同，故而从略。

（三）悬浮液的稳定性

悬浮液的稳定性是悬浮液维持自身密度不变的性质。由于悬浮液中的加重质受自身重力作用始终有向下沉降的趋势，从而使上下层密度发生变化。显然加重质的沉降速度直接影响悬浮液的稳定性，因此通常用加重质在悬浮液中的沉降速度 v 的倒数表示稳定性的大小，称作稳定性指标 Z（s/cm），即

$$Z = \frac{}{v} \qquad (4-4-36)$$

Z 值愈大，表示悬浮液的稳定性愈好，分选愈易进行。

由于加重质粒度的不均匀，v 值很难用计算方法求得，而多用试验方法测定。试验时将悬浮液入 1000mL 或 2000mL 的量筒中，搅拌均匀后静置沉降。经过一段时间后，由于加重颗粒的沉降，在上部出现一清水层，清水层与混浊液界面的下降速度即可视为加重质的沉降速度。取直角坐标纸，以纵坐标自上而下表示清水层高度，横坐标自左而右表示沉降时间，将沉降开始后各时间段内沉降的距离对应地标注于坐标纸上，即可获得沉降曲线，如图 4－4－16 所示。曲线上任一点的切线与横轴夹角的正切即为该时刻的沉降速度。在开始沉降的相当长一段时间内，曲线斜率基本不变，评定悬浮液稳定性的指标即以这一段的沉降速度为准。

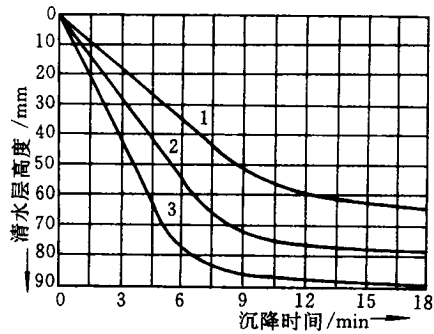


图 4－4－16　测定磁铁矿悬浮液稳定性的沉降曲线

1－－0.074mm 占 85.83%；2－－0.074mm 占 61.42%；

3－－0.074mm 占 48.73%

(四)影响悬浮液密度、粘度及稳定性的因素

1.悬浮液中加重质容积浓度的影响

加重质的容积浓度不仅影响悬浮液的假定密度，而且在浓度较高时又是影响粘度的主要因素。试验表明，悬浮液的粘度随容积浓度的增加而增加。在浓度较低时，粘度增加较为缓慢；当浓度超过某临界值 λ_L 时，粘度急剧增大，如图 4－4－17 所示。λ_L 称为临界容积浓度。临界容积浓度因加重质的种类和性质而异，一般介于 25% ～30% 之间。当悬浮液的容积浓度超过临

界值时,矿粒在其中的沉降速度急剧降低,设备生产能力相应减小,分选效率变低。

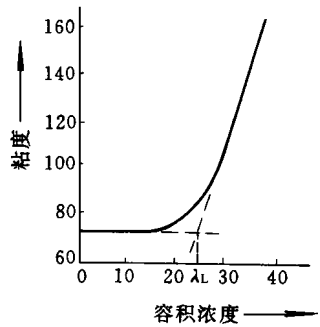


图 4－4－17　悬浮液粘度与容积浓度的关系粘度

单位以流出毛细管的时间(s)表示

2.加重质的密度、粒度和形状影响

悬浮液的容积浓度受流动性(主要是粘度)的限制,常不允许超过某最大值。因此要求配制的悬浮液的密度愈高,则加重质的密度亦应愈高,即加重质的选择应与所配制的悬浮液密度相适应。

由于悬浮液的粘度和结构化的形成均与加重质的比表面积有关,因此一切与比表面积有关的因素:颗粒粒度、形状以及含泥量等亦均影响悬浮液的视粘度。一般来说,在同样容积浓度下,加重质的粒度愈小,视粘度将愈大,开始形成结构化的浓度亦愈低。加重质的形状愈接近球形,悬浮液的粘度愈小。矿泥含量对悬浮液视粘度的影响也是很大的,对结构化的形成尤为敏感。这里所说的矿泥系指小于 $10 \sim 20\mu m$ 的颗粒。在原矿中含泥量多时即须事先通过洗矿脱除;在介质循环过程中也会产生一部分矿泥,可在加重质的再生系统中予以脱除。

悬浮液的稳定性和粘度常常是矛盾的。粘度大则稳定性高,粘度小则稳定性低。而生产上则希望悬浮液既有小的粘度又有高的稳定性,可是这两者是难以兼得的,所以在选择悬浮液时,应综合利弊,统一考虑。为使悬浮液能够更好地稳定,保持上层的密度尽可能地一致,可在分选机内采用机械搅拌、机械振动或使悬浮液流动等办法予以改善。另外加入胶溶性药剂,如六聚偏

磷酸钠、水玻璃、亚硫酸盐、铝酸盐等，它们能够吸附在加重质颗粒表面上使之具有亲水性，从而避免或减少悬浮液的结构化；同时还可增加颗粒的分散性，这样则可收到既降低悬浮液粘度又增加稳定性的效果。

三、重介质分选机

矿粒借重悬浮液在重力场中按密度完成分选过程所用的设备称重介质分选机。

工业上使用的重介质分选机，种类繁多。按工艺和结构特征，分类方法见表 4－4－4。国内外对大于 6mm 或 13mm 粒级块煤采用重悬浮液进行分选时，使用最多的设备有斜轮重介质分选机和立轮重介质分选机，其分选粒度上限一般为 300mm 左右，最大可达 1200mm。对于分选 6～13mm 以下的细粒物料，利用离心力场来强化分选过程，其设备主要采用重介质旋流器。

表 4－4－4　重介质分选机分类表

分类特征	分选机类型	分类特征	分选机类型
分选后的产品品种	两产品分选机 三产品分选机	分选槽形式	深槽分选机 浅槽分选机
悬浮液流动方向	水平液流分选机 垂直液流分选机（上升流或下降流） 复合液流分选机 （水平－上升流或水平－下降流）	排矸装置形式	提升轮分选机（斜轮、立轮） 刮板分选机 圆筒分选机 空气提升式分选机

下面仅就国内外使用最多而又具有代表性的重介质分选机，并以选煤设备为主，分别予以叙述。

（一）选煤用块煤重介质分选机

1. 斜轮重介质分选机

斜轮重介质分选机也称德留包依（Drewboy）重介质分选机。该机兼用水平和上升介质流，选出两产品。其特点是生产能力大，入料粒级宽。从机械结构到工艺性能已属于成熟的块煤重介质分选设备。它还可以分选大块原煤，用以代替人工拣矸，消除繁重的体力劳动。斜轮重介质分选机的结构如

图 4－4－18 所示，它是由分选槽 1、排放重产物的斜提升轮 2 以及排煤轮 3 等主要部件组成。分选槽是由数块钢板焊接而成的多边形箱体，上部呈矩形，底部顺煤流方向的两块钢板其倾角为 40°或 45°。斜提升轮 2 装在分选槽旁侧的机壳内，提升轮轴 4 经减速器 5（摆线齿轮减速器或歪脖子减速器）由电动机 6 带动旋转。斜提升轮下部与分槽底部相通，提升轮骨架 7 用螺栓与齿轮盖 8 固定在一起，齿轮盖用键安装在轴上。斜提升轮轮盘的边帮和盘底分别由数块立筛板 9 和筛底 10 组成。在轮盘的整个圆面上，沿径向装有冲孔筛板制造的若干块叶板 11，重产物主要是经它刮取提升的。斜提升轮的轴由支座 12 支撑，支座是用螺栓固定在机壳支架上的，轴的上部装有单列推力球面轴承和双列向心球面滚子轴承各 1 个，两轴承用定位套定位，轴承座 13 用螺栓与支座相连，轴的下部仅装一个双列向心球面滚子轴承，轴端通过浮动联轴节与减速器的出轴联接。排煤轮呈六角形，其轴是焊接件，轴两端装有轴头，电动机 14 通过链轮 15 带动其转动，轴两端装有骨架 16，在对应角处分别有 6 根卸料轴相联，在每根卸料轴上装有若干个用橡胶带 17 吊挂的重锤 18。轻产物就是靠排煤轮转动时由重锤逐次拨出的。

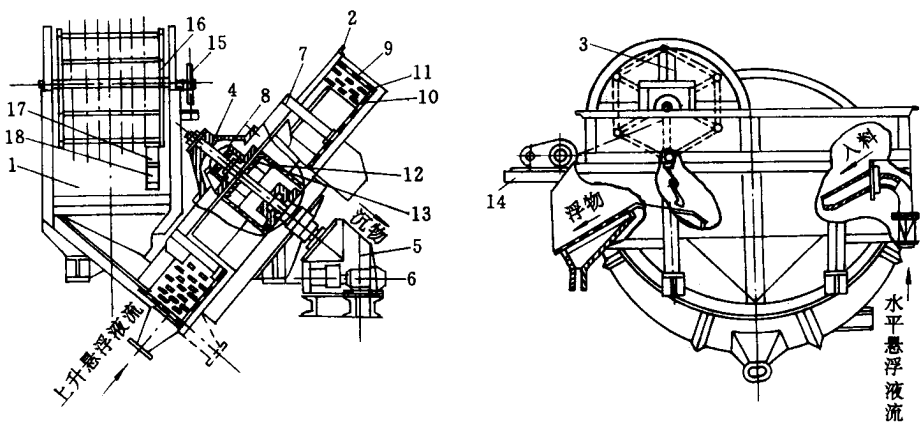


图 4－4－18　斜轮重介质分选机

1－分选槽；2－斜提升轮；3－排煤轮；4－提升轮轴；5－减速装置；6－电动机；
7－提升轮骨架；8－齿轮盖；9－立筛板；10－筛底；11－叶板；12－支座；13－轴承座；
14－电动机；15－链轮；16－骨架；17－橡胶带；18－重锤

该分选机兼用水平介质流和上升介质流，在给料端下部位于分选带的高度引入水平介质流，在分选槽底部引入上升介质流。水平介质流不断给分选

带补充合格悬浮液，防止分选带密度降低。上升介质流造成微弱的上升介质速度，防止悬浮液沉淀。水平介质流和上升介质流使分选槽中悬浮液的密度保持稳定均匀，并造成水平流运输浮煤。原煤进入分选机后按密度分为浮煤和沉物两部分，浮煤由水平流运至溢流堰被排煤轮 3 刮出经固定筛一次脱介后进入下一脱水脱介作业。沉物下沉至分选槽底部由斜提升轮的叶板 11 提升至排料口排出。在提升过程中也进行一次脱介。

随着分选槽槽宽的加大，排矸用的斜提升轮转速逐渐减慢。由于排矸轮转速在 1～5r/min 之间是很低的，因此，要求排矸轮的转动有一套减速装置。我国各厂使用的减速器有摆线针齿齿轮减速器、歪脖子减速器、普通减速器加开式伞齿轮传动。摆线针齿齿轮减速器具有速比大、传动功率高、重量轻、结构紧凑、占地面积小、噪音小等优点；但要求精度高、制造复杂、维修困难。歪脖子减速器使用较多，其结构紧凑，占地少，维修方便，使用性能也较好，只是大小伞齿轮啮合调整有些困难。普通减速器加开式伞齿轮传动，使用可靠，制造容易，调整方便，但其结构落后，占地面积大，装配不紧凑。

斜轮重介质分选机的优点：

①分选精确度高。由于重产物的斜提升轮在分选槽底部旁侧运动，在悬浮液中处于分选过程的物料不被干扰，可能偏差 E 可达 0.02～0.03；

②分选粒度范围宽，处理能力大。该机槽面由于制造得较为开阔，斜提升轮直径可达 8m 或更大。因此，分选粒度上限可达 1000mm，下限为 6mm。如国产分选槽宽为 4m 的重介质分选机，其斜轮直径为 6.55m，处理能力为 350～500t/h；

③该机悬浮液循环量少。由于轻产物采用排煤轮的重锤拨动排放，所以被煤带走的悬浮液量少，故悬浮液循环量低〔按入料计约为 0.7～1.0m^3/(t·h)〕；

④由于分选槽内有上升悬浮液流使悬浮液比较稳定，分选机可使用中等细度的加重质，即－325 网目(－0.045mm)占 40%～50%已达到细度要求。

当前选煤设备大型化是个方向，但斜轮重介质分选机的排矸轮采用中心传动，这将使制作槽宽 5m 以上的大型设备受到限制。

国产槽宽 1.6m 斜轮重介质分选机，是两端给料，除了多设一个排煤轮，

分选槽结构稍有变化外，其基本结构与上述重介质分选机相同。

斜轮分选机的规格以分选槽宽度表示。

2.三产品斜轮重介质分选机

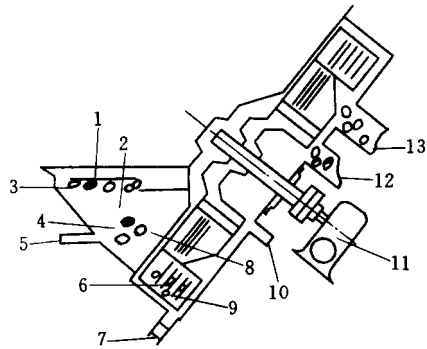


图 4－4－19　三产品重介质斜轮分选机

1－低密度悬浮液入口；2－低密度悬浮液；3－悬浮液液面；4－高、低密度悬浮液分界面；5－高密度悬浮液入口；6－高密度悬浮液；7－排悬浮液旋塞；8－中煤；9－矸石；10－悬浮液出口；11－蜗轮蜗杆传动装置；12－排中煤口；13－排矸石口

三产品斜提升轮重介质分选机结构，如图 4－4－19 所示。该机采用两种不同密度的悬浮液分选原煤，得到三种产品，精煤、中煤、矸石。该机主要优点是简化工艺流程、节约基建投资。三产品斜提升轮重介分选机由分选槽和斜提升轮等主要部件组成。该机斜轮由两个同心圆圈组成，中间由叶板隔成扇形隔室。在分选槽内分别给入高、低密度的两种悬浮液，这两种悬浮液具有明显和稳定的分界面。从分选槽上部给入原煤，首先在上部低密度悬浮液中分选出精煤，由六角轮及时排出。沉物（中煤和矸石）在高、低密度分界面进行再分选。此时，中煤被分界面下部的高密度悬浮液带到斜轮的内隔室提升，经中煤排料口排出。矸石沉入分选槽最下部，由斜轮的外隔室提升并从矸石排料口排出。

三产品重介质斜轮分选机入料粒度为 6.3～254mm，其处理量不受中煤和矸石的含量影响。三产品分选机，应根据需要，在密度为 1300～1900kg/m^3 之间，选配两种密度不同的悬浮液，并且能使得界面分明，密度稳定。这样才能精确地分选出三种产品，从而获得较好的分选效果。

3.立轮重介质分选机

立轮重介质分选机作为块煤分选设备，在国外应用较多。常见的有德国的太司卡(TESKA)型和波兰的滴萨(DISA)型立轮重介质分选机。我国20世纪70年代初期研制了$JL_{1.8}$型立轮重介质分选机，安装在汪家寨选煤厂，用来分选跳汰机的中煤，获得良好效果。在此基础上于80年代初又设计了$JL_{2.5}$型立轮重介质分选机，用以处理50～300mm粒级的块煤排矸。

立轮重介质分选机与斜轮重介质分选机工作原理基本相同，其差别仅在于分选槽槽体型式和排矸轮安放位置等机械结构上有所不同。在相同处理量时，立轮重介质分选机具有体积小、重量轻、功耗少、分选效率高及传动装置简单等优点。

(1)JL型立轮重介质分选机

JL型立轮重介质分选机是由我国自行设计制造的，有三种规格，现以$JL_{1.8}$型为例叙述其结构，如图4－4－20所示。

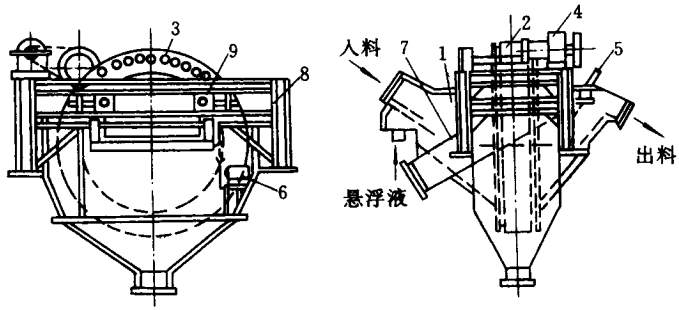


图4－4－20　$JL_{1.8}$型立轮重介质分选机结构示意图

1－分选槽；2－排矸轮；3－棒齿；4－排矸轮传动系统；5－排煤轮；6－排煤轮传动系统；7－矸石溜糟；8－机架；9－托轮装置

分选槽1是用钢板制作的焊接件，几何形状规则，相对排矸轮分选槽基本是独立的，故重介质受排矸轮2的干扰较小。分选槽入料端的斜角为50°，出料端的斜角为44°，分选槽的有效宽度为1800mm，分选槽底部与排矸轮相通。

排矸轮2由两套托轮装置9支承，传动是靠安装在两侧的棒齿3带动。悬浮液经管道水平给入分选槽内。原煤从给料端进入，浮煤经排煤轮5的刮板从溢流口刮出。沉物由槽底经排矸轮提起，并从矸石溜槽7排出。

立轮重介质分选机规格是以分选槽的槽宽表示的，我国自行设计制造的有 $JL_{1.8}$、$JL_{2.0}$及 $JL_{2.5}$等。$JL_{2.5}$型立轮重介质分选机是 1983 年 1 月在开滦矿务局通过鉴定，经范各庄选煤厂实践证明，该机机械性能和工艺指标均较理想。如分选 + 50mm 粒级块煤，其分选密度为

1.9g/cm³ 时，可能偏差 E = 0.05，数量效率 $\eta = 99.91\%$。

(2)滴萨(DISA)型立轮重介质分选机

滴萨型立轮重介质分选机的特点，是提升轮采用环形皮带传动，重介质从入料口的下面和分选槽底部以水平流和上升流两种方式给入，其类型有 DISA—1S、DISA—2S、DISA—2SD 三种两产品立轮重介质分选机和 DISA—3S 三产品重介质分选机。我国引进 DISA—1S 型应用在吕家坨选煤厂和大武口选煤厂。

DISA—IS 型立轮重介质分选机的结构如图 4 - 1 - 21 所示，排矸溜槽位于分选槽侧面，属侧面排料式。若再选使用立轮重介质分选机，其主选、再选两分选机的布置必须有一定高差。

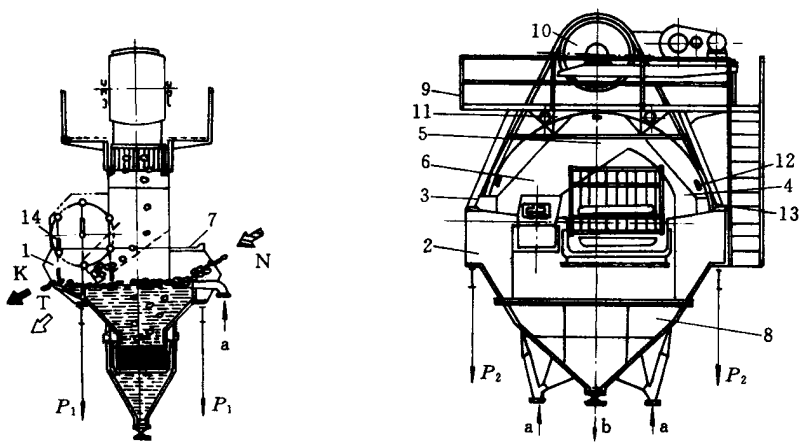


图 4 - 4 - 21　DISA—1S 型立轮重介质分选机

N——入料；K——浮物；T——沉物；a——悬浮液入口；b——悬浮液排放口

1 - 分选槽；2 - 分选槽侧部；3 - 承重结构；4 - 提升轮；5 - 支撑中心线；6 - 排矸溜槽；7 - 入料口盖板；8 - 分选槽底部；9 - 操作平台；10 - 提升轮传动装置；11 - 定位辊；12 - 导向辊；13 - 传动皮带；14 - 浮物刮板(P_1 P_2 分别为作用在横向及纵向支承梁上的重力)

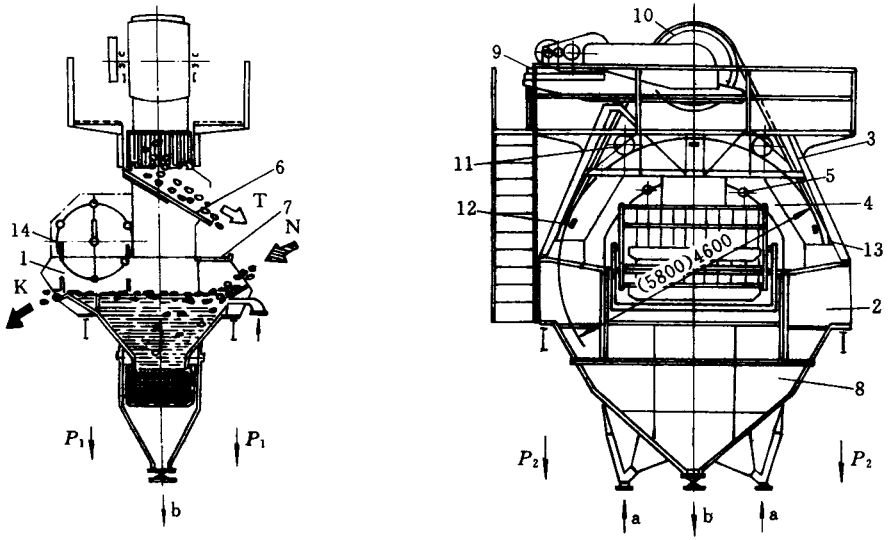


图 4－4－22　DISA—2S 型立轮重介质分选机

N——入料；K——浮物；T——沉物；a——悬浮液入口；b——悬浮液排放口

1－分选槽；2－分选槽侧部；3－承重结构；4－提升轮；5－支撑中心线；6－排矸溜槽；

7－入料口盖板；8－分选槽底部；9－操作平台；10－提升轮传动装置；11－定位辊；12－导向辊；

13－传动皮带；14－浮物刮板（P_1 P_2 分别为作用在横向及纵向支承梁上的重力）

DISA—2S 型立轮重介质分选机的结构如图 4－4－22 所示。排矸轮位于分选槽中间的上方，属于中间排放式。分选槽比 DISA—1S 型稍宽。由于沉物排放溜槽的位置提高，故采用 DISA—2S 为主、再选分选机时，可将主、再选分选机布置在同一水平面上。

DISA—3S 型为三产品重介质分选机，由两台两产品重介质分选机串联而成。如图 4－4－23 所示。第一段用低密度悬浮液分选出精煤和中间产物。中间产物作为第二段入料，第二段用高密度悬浮液分选出中煤和矸石。

DISA 型立轮重介质分选机的主要优点是占地面积小，布置紧凑。但由于采用环形皮带传动，运转时因矸排轮摆动，易使块物料漏到槽体下面而发生堵、压等故障。此外，皮带磨损严重，一般 3～6 个月需更换一次。

DISA 型重介质分选机与我国 JL 型相比，JL 型从结构、传动、运转和维护等方面都优于波兰 DISA 型重介质分选机。因 JL 型的排矸轮靠两侧棒齿轮传动，故排矸轮受力均匀，运转平稳。在排矸轮两侧安设轨道圈，轨道圈座由

4 个托辊支撑。而 DJSA 型将排矸轮吊在一条环形大皮带上，由皮带传动使其回转，故排矸轮自由度大，运转时易摆动，导致排汗轮与分选槽之间的密封遭到损坏，大块物料易落入下槽底，造成环形大皮带磨损加剧，必须经常清理，使用期为 3～6 个月，否则影响生产。大皮带在使用过程中逐渐拉伸变长，为了保持密封间隙，需经常抬高主动辊或缩短环形大皮带的长度，因此，维修工作量大。

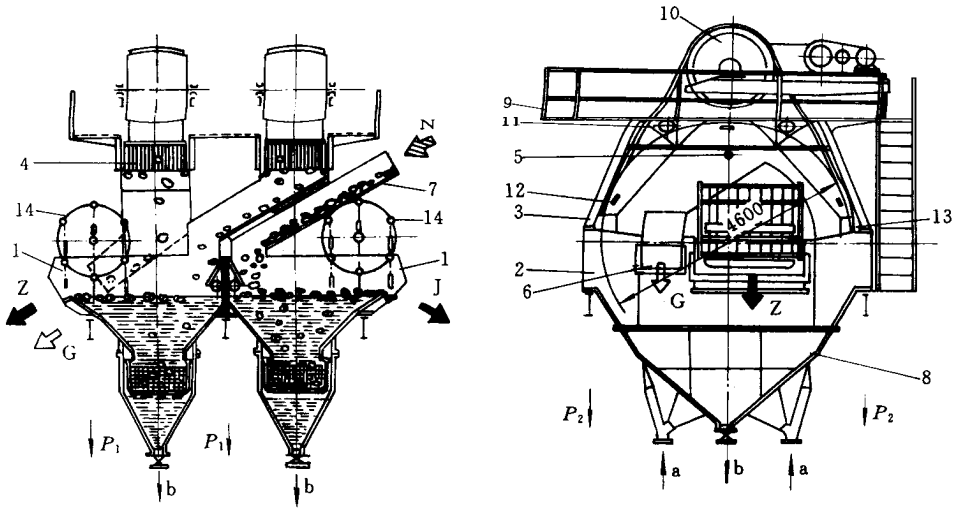


图 4－4－23　DISA—3S 型三产品重介质分选机

N——入料；J——精煤；Z——中煤；G——矸石；a——悬浮液入；b——悬浮液排放口

1－分选槽；2－分选槽侧部；3－承重结构；4－提升轮；5－支撑中心线；6－沉物排放溜槽；7－入料槽；8－分选槽底部；9－操作平台；10－提升轮传动装置；11－定位辊；12－导向辊；13－传动皮带；14－浮物刮板（P_1、P_2 分别为作用在横向及纵向支承梁上的重力）

(3)太司卡(TESKA)重介质分选机

太司卡重介质分选机是由德国洪堡尔特—维达克公司于 1958 年创制的，许多国家用其分选块煤。构造如图 4－4－24 所示。

原煤从分选机给料端给入，悬浮液从给料溜槽下方导入，形成水平流和下降流进行分选。浮煤随水平流至溢流堰处由刮板刮出，沉物下沉至分选槽底部由叶板提升至顶部经溜槽排出。

该机采用链轮链条传动，传动机构设在机体底部，提升轮由 4 个托轮支撑，经链轮和链条(固定在提升轮外壳上)带动提升轮回转(一般为 1r/min)。

提升轮的外壳分两层，内层为筛板，分成许多间隔，用于脱介和分隔提升沉物；外层则设有若干个悬浮液排放嘴（提升轮直径为 6.5m 的重介质分选机设有 20 个排放嘴）以排放沉物带走的悬浮液。位于分选槽底部的悬浮液也经过排放嘴至循环（合格）介质桶中，排放过程的悬浮液在分选机中形成了下降介质流，其流量占总悬浮液的 20%（包括从密封圈间隙流出的一小部分悬浮液）。提升轮与分选槽之间的密封装置是由充气橡胶圈涨紧和橡胶块用螺栓紧固的双重密封方式，如图 4－4－25 所示。

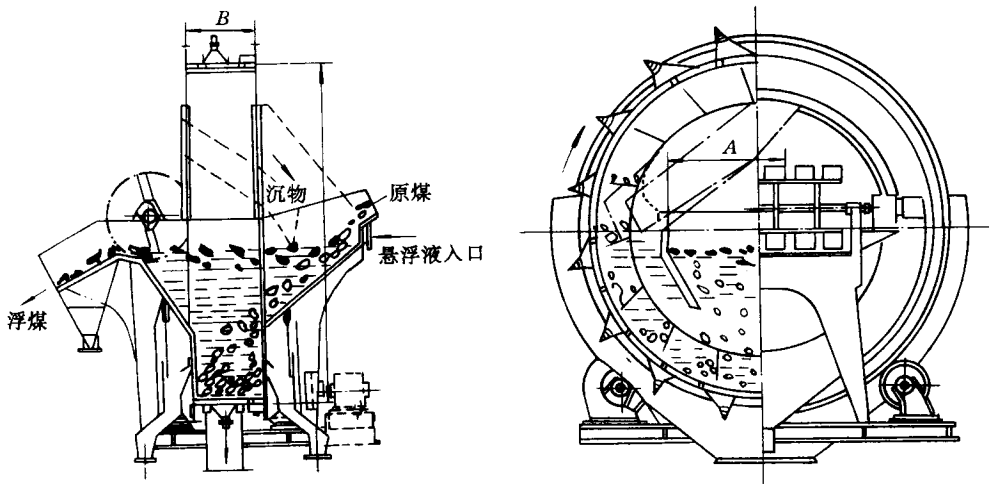
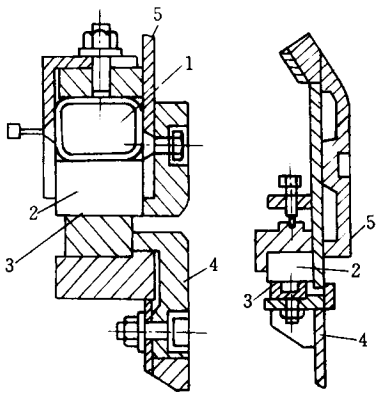


图 4－4－24　太司卡重介质分选机结构图



（a）新式密封装置　（b）旧式密封装置

图 4－4－25　太司卡重介质分选机的密封装置

1－充气橡胶圈；2－橡胶块；3－接触面；4－提升轮；5－分选槽

橡胶圈类似轮胎由内部充气，压力为 0.03～0.04MPa。橡胶密封件应留有一定间隙，以不严重磨损为宜，一般为 1～2mm。允许从间隙中流出少量悬浮液，以便润滑。流出的悬浮液应返回循环介质桶再用。该分选机主要优点是采用下降介质流的方式保持分选机中悬浮液的稳定，因此如采用较粗的磁铁矿粉（0.2～0.06mm 级占 90%）作加重剂时，同样可得到良好的分选效果，避免了因粗颗粒物料在分选槽中沉淀而影响提升轮旋转。回收加重剂可用静力法。此外，排放嘴的直径可根据煤的可选性不同进行调节。易选煤介质循环量少，其排放嘴直径可小些，反之加大。

该分选机的缺点是介质循环量大，按入料计为 1.2m^3/（t·h）；提升轮的高度高，需要检修高度也高，因此增加厂房的高度；密封装置所用之橡胶块磨损快，1～2 年需更换一次。两产品太司卡重介质分选机主要技术规格，槽宽为：1.5m、2.25m、3.0m、3.5m 四种。其提升轮直径有 3.2m、4.0m、4.3m、4.7m、5.4m、5.6m、6.2m 及 7.2m 等。入料的上限最大可达 1.2m，下限为 4.8mm。处理能力按浮煤量计算为 110～360t/h 小。其分选效果与可选性有关，当密度 ±0.1 含量在 30%～40% 左右时，E = 0.02～0.03，数量效率为 98%～99%。当密度 ±0.1 含量在 70%～90% 左右时，E = 0.03～0.05，数量效率为 70%～80% 左右。该机介质消耗量较少，一般在 50～100g/（t 原煤）。

三产品太司卡重介质分选机是在两产品太司卡重介质分选机的基础上研制出来的。应用在工业生产中，使工艺流程得到简化，其结构如图 4－4－26 所示。

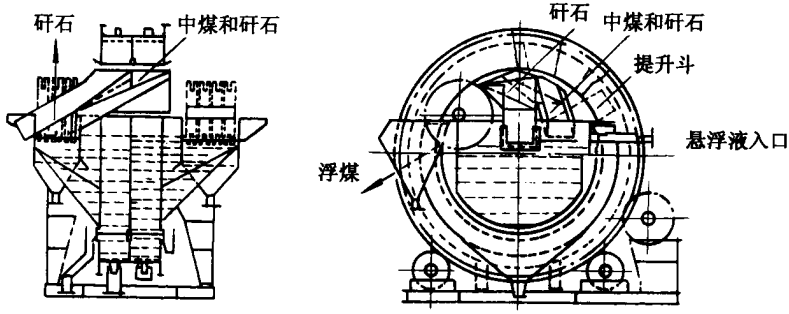


图 4－4－26　三产品太司卡重介质分选机

该机用钢材沿物料流动方向分成并列的两个分选槽，第一个分选槽宽

1000mm，第二个分选槽宽 800mm，分别给入低密度和高密度的悬浮液。第一个槽的浮物为精煤，用刮板刮走，第一个槽中的沉物（中煤和矸石）进入提升轮的勺斗内，提升后经溜槽给入第二个分选槽中进行再选。第二个槽内的浮物为中煤，也由刮板刮出。第二个槽内的沉物即为矸石，由提升轮的勺斗排走。在提升轮与分选槽间的密封装置与太司卡两产品重介质分选机相同，但充气压力加大到 0.05MPa。该机入料粒度为 150mm（上限），处理能力为 200～400t/h。

立轮重介质分选机较斜轮重介质分选机有更多的优点，主要有：

①在分选槽内立轮产生涡流的流动方向与沉物的沉降方向一致，所以对分选过程影响不大；斜轮在分选槽内所产生的涡流运动方向与沉物的沉降方向相反，并同时造成一个水平旋转的涡流，不仅影响分选效果，而且降低处理量。

从图 4－4－27（a）中可以看出由于提升板的推动，使悬浮液内部形成一个与液流方向成 90°的旋转涡流，在排矸轮上升一侧的悬浮液表面上，出现翻花现象，这就是涡流造成的，但提料板与悬浮液接触面均匀一致。图 4－4－27（b）是上述涡流在分选槽垂直断面上形成两个小涡流，它的运动方向在分选槽的入料口和溢流口处都是向下的，与高密度物下沉方向一致，因此，对分选过程没有影响。反而使中间密度物运动，及时解决因中间密度物过多而造成的“死床”现象。当然排矸轮转速应严格控制在适当范围，以防止涡流过大造成错配物的增加。

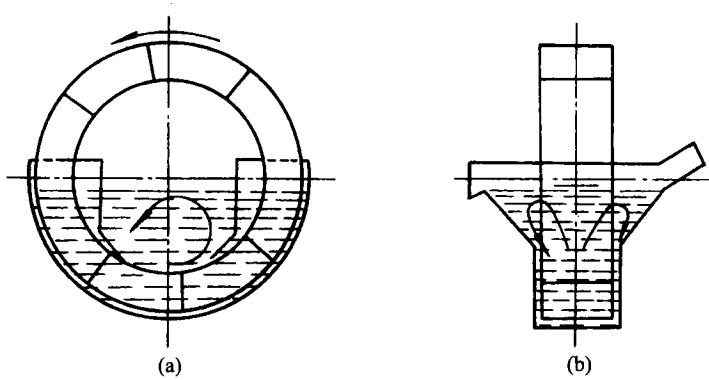


图 4－4－27　立轮重介质分选机内涡流流动状况

斜轮重介质分选机内由于排矸轮转动所产生的涡流如图 4－4－28 所示。从图中可知，排矸轮旋转方向所产生的涡流，其流动方向在靠近分选槽入料口处为下降流，而靠近排煤口处又为上升流。因此，这种涡流势必使小颗粒下沉受到影响，从而降低了分选效率。另外，因排矸轮斜置在分选槽一侧，故工作时，提升板推动分选槽底部一侧的悬浮液流，造成如图中所示 A、B 两处的流速差，致使分选槽表面介质流速一侧快一侧慢，甚至局部还有倒流现象，尤其当排矸轮转速高时，这种现象更为明显，导致分选效果变差，并降低处理能力。

②相同槽宽的立轮重介质分选机比斜轮重介质分选机体积小、重量轻。

③立轮重介质分选机传动机构简单，故不易损坏，事故少；斜轮则传动机构较复杂，事故多，因而维修工作量大。

④重介质分选机工作中的磨损情况，立轮比斜轮要轻，如排矸轮、分选槽等寿命均在 5 年以上。

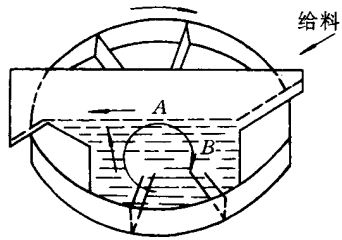


图 4－4－28　斜轮重介分选机中涡流状况

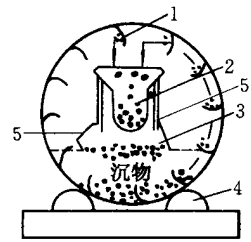


图 4－4－29　维姆科圆筒重介质分选机结构示意图

1－纵向隔板；2－沉物排放溜槽；3－溢流排出口；

4－滚轮；5－沉物与浮物的分隔板

4.圆筒型重介质分选机

该分选机在美、英、法、日等国应用较多。

既用于选煤，也用于分选金属矿石。所适用的分选密度在 1.25 ~ 3.8g/cm^3 范围内。现简要介绍维姆科圆筒重介质分选机。

维姆科圆筒重介质分选机，外壳是一个不带孔的筒形转鼓。圆筒内装有用于提升沉物的纵向带孔隔板（叶板），中间设有固定不动的供排放沉物用的溜槽。圆筒外部由两个轮缘支承在滚轮上。轮缘之间装有传动齿圈，由链条带动旋转。其结构示意图如图 4 - 4 - 29 所示。

该分选机的结构形式有 4 种，如图 4 - 4 - 30 所示。

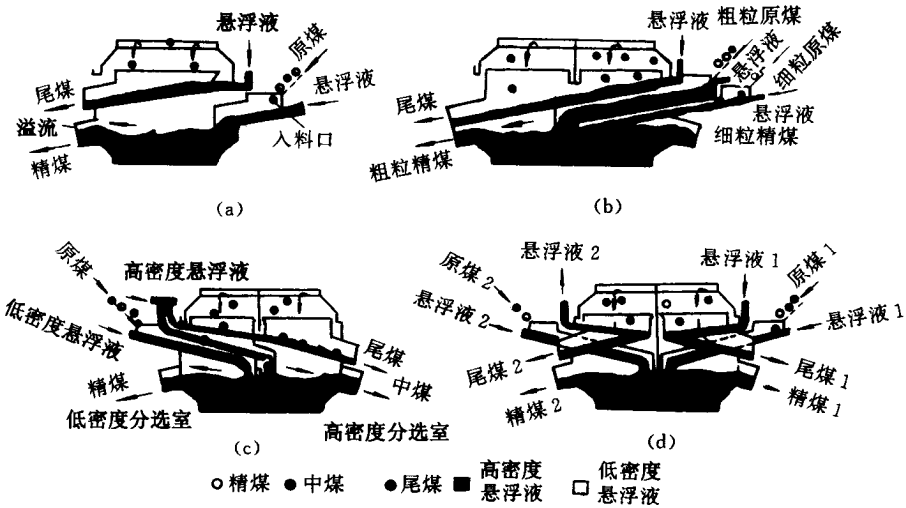


图 4 - 4 - 30　维姆科圆筒重介质分选机的结构形式

①单室单一介质密度两产品分选机〔图 4 - 4 - 30(a)〕——原煤和悬浮液一起从入料口给入，分选后的浮煤，随悬浮液从溢流口排出，而沉物落到筒底部后，被纵向带孔隔板捞起，将其提升到最高点，令其落入沉物排放溜槽。在溜槽内加入少量悬浮液，使沉物排走。该型式分选机浮物溢流口为圆形，适合于分选粗粒级物料。

②双室单一介质密度的两产品分选机〔图 4 - 4 - 30(b)〕——分选机圆筒被中心开孔的隔板分开，形成左右两个分选室。适用于分级入选的原料煤。粗粒和细粒两级原煤，分别由各自的入料口，进入相应的分选室，分选后又从各自分选室的溢流口排出。这种形式的分选机，溢流口为矩形，故浮煤通过量较大。粗粒和细粒的沉物，一起被纵向隔板提升后，落入溜槽，从左室

排料口排出。

③双室两种不同介质密度的三产品分选机〔图 4－4－30(c)〕——分选机圆筒被中心开孔的隔板分成左右两室。左室是低密度分选室,右室是高密度分选(再选)室。原煤和低密度悬浮液给入左室。浮煤由左室溢流口排出,中间产物被圆筒的纵向隔板提升后,落入溜槽,并经溜槽进入右室,同时给入高密度悬浮液进行再选。右室分选后的中煤,从右室溢流口排出;尾煤被圆筒内壁上的纵向隔板提升后,落入溜槽排出。

④双室两种不同介质密度的四产品分选机〔图 4－4－30(d)〕——该分选机的圆筒被分隔成左右两室。分别向左右室给人不同原煤和不同密度的悬浮液,分选后可得 4 种产品。即向右室给入一种密度的悬浮液和一种粒级的原料煤,分选后得到两种产品。再同时向左室给入另一种密度的悬浮液和另一种粒级的原料煤,又可分选出两种产品。实际上该机是两产品分选机的联合。

维姆科圆筒重介质分选机的优点是结构简单,紧凑,因除圆筒转动外,无其他运动部件;工作可靠,分选精度高,可能偏差 E 值在 0.02～0.03。其缺点是悬浮液的循环量大,除浮煤靠溢流排走外,沉物也需悬浮液冲送才能排出;另外,由于给入分选机的只有一种水平介质流,为确保重介质的稳定性,故所需加重质粒度要较细。

(二)选矿用重介质分选机

工业上应用于选矿的重介质分选机类型较多,但国内外常用的主要有浅槽式、深槽式、离心式和振动式 4 种类型。现仅简要介绍分选效果较好的两种。

1.重介质振动溜槽

重介质振动溜槽是一种在振动过程中利用重悬浮液分选粗粒矿石(鲕状赤铁矿和锰矿等黑色金属)的设备,其基本构造如图 4－4－31 所示。该机的机体为一长方形浅槽体 4,支撑在几组倾斜安装的板弹簧 7 上,凭借给矿端的曲柄连杆机构带动槽体作往复运动。槽体向排料方向倾斜 2°～3°,在槽体末端设有分离隔板 9,用以使轻、重产物分开。在槽体底部安装有两层冲孔筛板,筛板以下被分隔成 5～6 个独立的槽底水室 6,分别与压力水管相通。

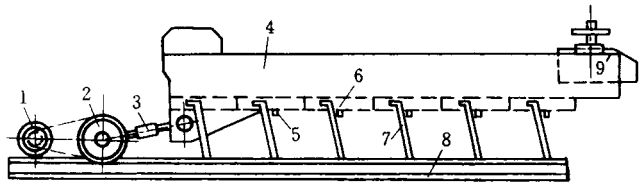


图 4－4－31　重介质振动溜槽结构示意图

1－电动机；2－传动装置；3－连杆；4－槽体；5－给水管；
6－槽底水室；7－支撑用的板弹簧；8－机架；9－分离隔板

重悬浮液由介质锥斗自槽体首端上方给入，于是在槽内形成厚约 250～350mm 的床层。在槽体振动和槽底压力水的共同作用下，床层具有较大流动性。被选矿石（一般给料粒度为 6～75mm）在靠近槽体头部给入，这些给入的物料在床层内便按自身密度的差别分层，密度大的重矿物分布在床层底部，运动到槽的尾端自分离隔板下方排出。轻矿物分布在床层上部，由分离隔板的上方 溢流排出。两种产物分别经振动筛脱出介质，并经胶带机运走产品，筛下介质则要通过砂泵送回到介质锥斗中循环再用。

该设备的工作特点是床层松散性能好，可用较粗粒度的加重质（一般粒级在 0.15～1.5mm）。加重质在床层内也要分层，层底容积浓度可达 55%～60%，但粘度仍较小。因此，可采用较低密度的加重质，借助高的容积浓度仍获得较高的分离密度。例如，在一般重介质分选机中用磁铁矿作加重质，只能配成密度为 2.5g/cm^3 的悬浮液，而在振动溜槽中分选密度可达到 3.3g/cm^3。加重质粒度变粗后，又有利于介质的净化和回收。在分选介质中混入一些矿泥（如达 20%）对分选效果影响不大。

在操作中主要控制上升水的恒定压力。轻、重产物的产率，可由改变分隔板的高度进行调节。床层松散和分选密度同时也与槽体振动的振幅、振次大小有关。增加振幅，床层的松散度大、输送重产物能力加强，但分选密度变小；提高振次，床层的平均松散度减小，但分选密度提高，分选时间延长。当处理矿物密度差大的粗粒易选矿石时，应采用较大的振幅和稍小的振次；当处理难选矿石时条件正好相反。重介质振动溜槽的处理能力很大，每 100mm 槽宽的处理量为 7t/h。生产与科研单位共同改进了传动机构，将单拉杆传动结构改为双拉杆传动结构，生产实践表明该设备改进后结构良好，安全可靠，

并提高了设备的生产能力。重介质振动溜槽的工作过程如图 4－4－32 所示。

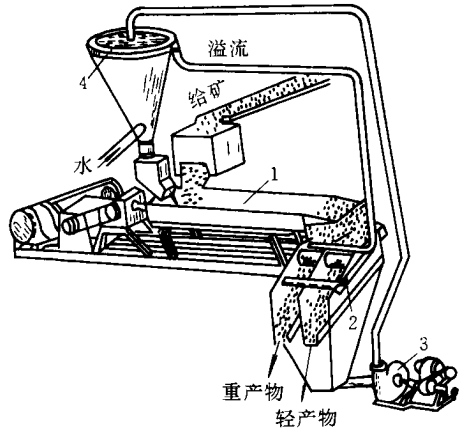


图 4－4－32　重介质振动溜槽的工作过程示意图

1－振动溜槽；2－脱介筛；

3－悬浮液循环泵；4－贮存悬浮液圆锥

2.深槽式圆锥型重悬浮液选矿机

深槽式圆锥型重悬浮液选矿机，槽体较深、分选面积大、工作稳定。该机适用于处理轻产物排出量较大的矿物，分选精确度高。深槽式圆锥型重介质分选机的结构如图 4－4－33(a)所示。

该机为一个倒置圆锥形槽 2，装在空心回转轴 1 上，由电动机 5 带动旋转。空心轴同时又是排放重产物的空气提升管。在空心轴外面有一个带孔的套筒 3。在套筒上安装两扇三角形刮板 4，以 4～5r/min 速度旋转，借以保持上下层悬浮液密度的均匀，防止矿石的沉积。

被选物料自上方给入，轻产物浮在悬浮液上，经四周溢流堰排走，重产物沉入底部。压缩空气由空心轴 1 的底部给入，在中空轴内重产物、重悬浮液和空气组成气—固—液三相混合物。当其综合密度低于外部重悬浮液的密度时，在静压强作用下即沿管向上流动，于是将重矿物提升到高处排出。重悬浮液经套筒 3 给入，穿过筒壁孔眼流入分选圆锥槽内。

图 4－4－33(b)是将提升管设在圆锥槽的外部。无论采用何种配置方式，重产物(精矿)的排出位置均应高出分选液面 2m 左右，经脱介后的重悬

浮液能自流返回到分选圆锥内。

该设备的缺点是要求加重质的粒度较细，介质循环量大，因此，增加了重介质制备与净化回收的工作，并且还需要配置专门的压气装置。

我国使用的是直径 2.4m 的圆锥形重介质分选机，处理矿石的种类有铅锌矿和锑矿等。给矿粒度一般为 5 ~ 50mm 粒级。

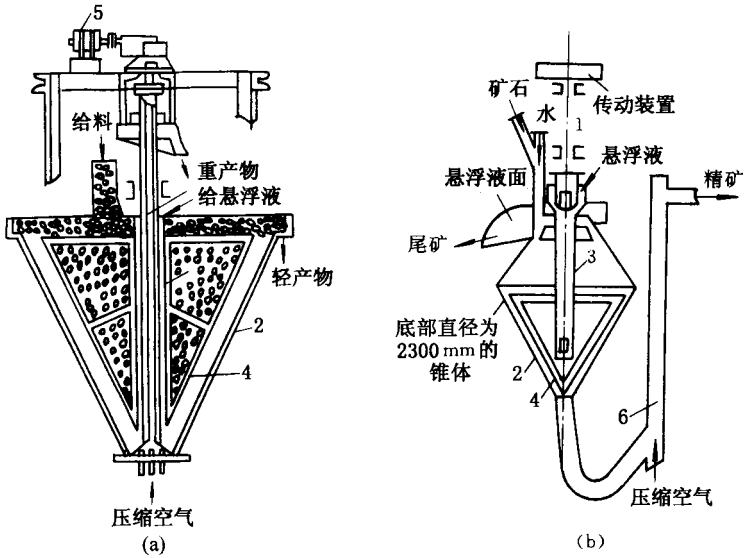


图 4 - 4 - 33　深槽式圆锥型重介质分选机

(a)内部提升式单圆锥型重介质分选机；(b)外部提升式双圆锥型重介质分选机

1 - 回转中空轴；2 - 圆锥形槽；3 - 套筒；4 - 刮板；5 - 电动机；6 - 外部空气提升管

四、旋转重介质流选矿

随着采矿机械化程度的提高、开采深度的加深，以及用户对精矿质量要求的提高，使原矿的质量变坏，细粒物料的比例相对增加，矿物的可选性变差，在采用粗粒物料重介质分选机的同时，对细粒重介质旋流器的应用日趋广泛。重介质旋流器是一种利用离心力场强化细粒级矿粒在重介质中 分选的设备，能使密度差值小(± 0.1 含量大)的难选和极难选细粒物料也能获得精确的分选。该设备结构简单，无运动部件，分选效率高。对于选煤来说，入料粒度上限由原来的 13(10) mm，已扩大到 50mm，有效分选下限可达 0.15(0.10) mm。分选细粒煤时，可能偏差 $E = 0.02 \sim 0.06$，同时，还可以脱除煤中黄

铁矿硫。根据其机体结构和形状分为圆锥型和圆筒型两产品重介质旋流器，双圆筒串联型、圆筒型与圆锥型串联的三产品重介质旋流器。根据给料方式，可以分为有压给料式和无压给料式两种。有压给料是指被选物料和悬浮液预先混合后，用泵或定压箱压入旋流器内，旋流器的工作压力取决于给料压力的大小。如荷兰的 D.S.M 重介质旋流器及其仿制品（日本永田式、前苏联两产品重介质旋流器及我国煤用或矿用重介质旋流器），另外，美国的麦克纳利、英国的沃西尔、日本的倒立旋流器等皆属此类。无压给料式重介质旋流器的特点是悬浮液与煤分开给入旋流器内，即悬浮液用泵或定压箱压入旋流器中形成旋涡流，而煤靠自重进入，并被卷进旋涡流内进行分选。属于该类的有美国 D.W.P 旋流器、前苏联 ГЦ—500 型旋流器等。

（一）圆锥型重介质旋流器

1.重介质旋流器的构造和分选过程

国内外广泛使用 D.S.M 型（或 D.S.M 型仿制品）圆锥型重介质旋流器。其技术规格系列见表 4－4－5。

表 4－4－5　两产品圆锥型重介质旋流器的技术规格系列

旋流器圆柱直径 /mm	入料口直径 /mm	溢流口直径 /mm	底流口直径 /mm	圆柱长 /mm	圆锥顶角 /(°)	处理能力 /$m^3 \cdot h^-$	定压给料几何高 /m	处理干煤量 /$t \cdot h^-$	最大入料粒度 /mm
200	40～50	72～85	55～65	120	20	16	2～4	61	13
350	70	126～150	100～120	220	20	56	3.5～4	18	23
450	90	162～180	120～140	270	20	77	4～4.5	32	30
500	100～110	180～215	130～170	295	20	125	4.5～5.5	50	33
550	110～120	200～235	160～180	330	20	155	5～6	60	37
600	120～150	210～260	170～200	355	20	190	5.5～6	72	40～50
650	130～150	234～280	180～210	385	20	225	6～6.5	84	44～50
700	150	252～300	200～220	400	20	265	6.5～7	98	50
750	150～160	270～320	210～250	440	20	300	7～7.5	112	50～54

D.S.M 型两产品重介质旋流器结构如图 4－4－35 所示。其主体由圆筒部分和圆锥部分组成。

重介质旋流器的分选过程：原矿和悬浮液的混合物以一定的压力由入料

管 1 沿切线方向给入旋流器的圆筒部分，形成强大的旋流。其中一股是沿着旋流器圆柱体和圆锥体内壁形成一个向下的外螺旋流；另一股是在围绕旋流器轴心形成一个向上的内螺旋流，其轴心形成负压，实为空气柱（图 4－4－35）。由于离心力的作用，高密度的物料甩向锥体 2 内壁，并随部分悬浮液向下作螺旋运动，最后从底流口排出；低密度物料集中在锥体中心，随内螺旋上升运动经溢流管 4 进溢流室 5 从切线方向的出口排出。

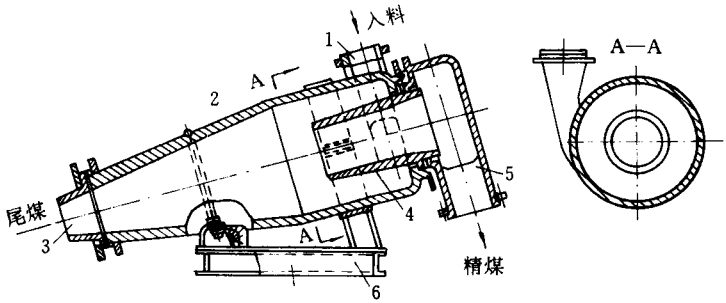


图 4－4－34　两产品重介质旋流器

1－入料管；2－锥体；3－底流口；4－溢流管；5－溢流室；6－基架

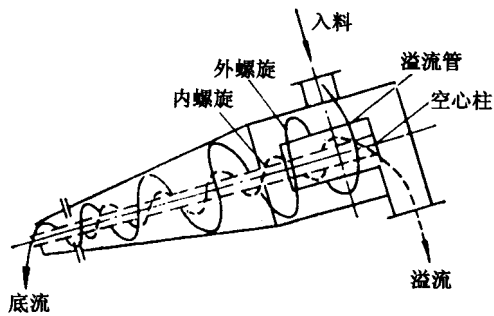


图 4－4－35　重介质旋流器分选过程

2. 重介质旋流器中流体的分布规律为了说明矿物颗粒在旋流器内的分离过程，首先介绍旋流器中流体的分布规律。旋流器中的流体流速分布是很复杂的。旋流器中任一点矿浆的流动速度可分解为切向、径向和轴向三个分速度。凯尔萨尔用特殊的显微镜观察过细粒在透明的水力旋流器内运动的情况。为了方便起见，现对三个分速度分别进行分析。图 4－4－36 为凯尔萨尔测定的旋流器中流体流速分布图。

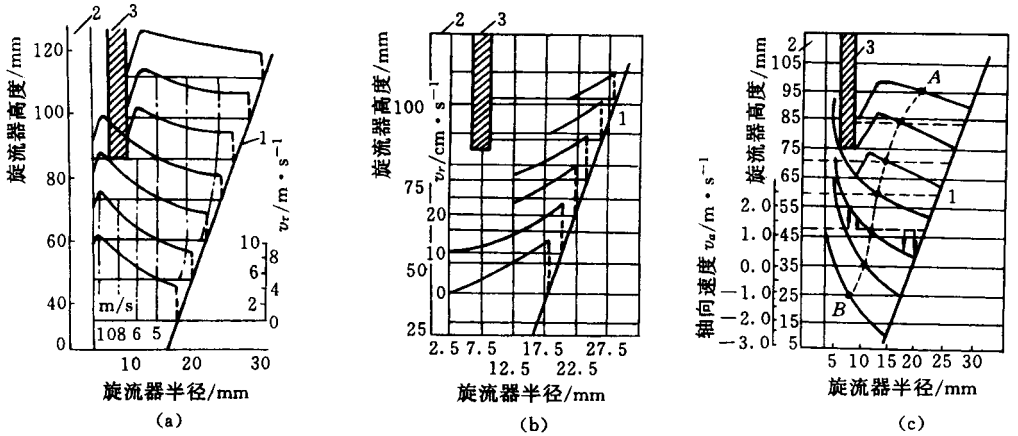


图 4－4－36　凯尔萨尔测定的旋流器中流体速度的分布图

(a)切向速度曲线；(b)径向速度曲线；(c)轴向速度曲线；

1－旋流器器壁；2－空气柱；3－溢流管

(1)切向分速度 v_τ

矿浆在旋流器中的切向速度是由于进料以切线方向给入而获得的。图 4－4－37(a)为流体在旋流器中不同水平断面及不同半径 r 处的切向速度 v_τ 分布图。从该图可看出，在同一水平面上，切向速度随半径减小而增大。在接近溢流管壁和空气柱处时达到最大值，而后迅速减小。不同断面上的切向速度分布曲线略有不同，除靠近中心空气柱及溢流管壁处 v_τ 随 r 而减小外，其他部分 v_τ 与 r 之间有下列方程式关系。即

$$v_\tau r^n = 常数$$

式中　n——幂指数。

n 是一个变数，凯尔萨尔通过试验认为，n 值取决于旋转半径，靠近水力族流器壁处 $n=0.5$，而在空气柱半径处 $n=0.3$。匈牙利达尔扬教授提出 n 为 0.5～0.9。日本藤本敏治确定 n 为 0.5～0.83。旋流器的工作条件不同，n 值亦不同。同一旋流器的不同断面处，n 值略有差异，但仍可用平均值表示。

(2)径向分速度 v_τ

由图 4－4－36(b)可知，径向分速度 v_τ 随半径的减小而减小(直至零)，然后改变方向。在器壁附近，径向速度是向外的，而靠近轴心处，径向速度是

向里的。

(3)轴向分速度 υ_a

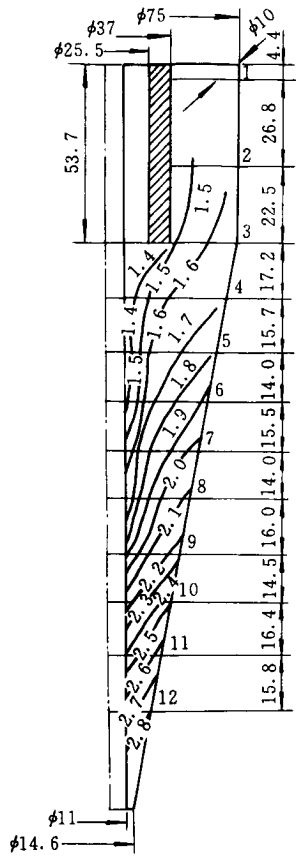


图 4－4－37　重介质旋流器恒密度面

给料密度 1.50g/cm³ **溢流密度** 1.40g/cm³ **底流密度** 2.78g/cm³

由图 4－4－36(c)可知，流体的轴向分速度在旋流器壁附近方向向下，随半径减小，流体的轴向速度减小，直至零。速度曲线通过零点位置改变方向，之后随半径减小，向上速度增加，到接近空气柱边缘时达到最大值。

将各断面上轴向分速度为零的点连接起来，可得到一个圆锥形包络面。在锥形包络面以外的全部矿浆都向下流动，在锥形包络面以内的矿浆则为上升流。

以上结论是在固体浓度很小的水介质中测得的。对重悬浮液的运动情

况测得较少。

使用重悬浮液作为分选介质时，悬浮液是由高密度的固体粒子与水混合成的不均匀两相体系。由于旋流器中的离心力相当大，因此，悬浮液本身将在旋流器中受到强烈的浓缩作用，从而造成悬浮液的密度在旋流器中分布不均匀。图 4－4－37 为直径 75mm 旋流器悬浮液密度的分布情况。从图中可看出，悬浮液的密度由旋流器的中心向外随半径增加而增高。半径相同处，由上到下，悬浮液的密度逐渐增高。越接近器壁，越接近底流口，悬浮液密度越大。由于浓缩作用，底流的密度比溢流的密度高得多。加重质的粒度越粗、密度越大、离心力越大、锥角越大、底流口越小，则悬浮液的浓缩作用越强。同样，由于浓缩结果，旋流器底流中悬浮液的密度将大于入料悬浮液的密度，溢流则低于入料悬浮液密度。矿粒在旋流器中的实际分选密度介于溢流密度和底流密度之间，并且高于入料的密度。分选密度增高的数值（与入料相比）与操作条件（浓缩作用的强弱）有关。一般为 $0.2 \sim 0.4 g/cm^3$。因此，在重介质旋流器中可以采用密度较低的悬浮液来得到较高的分选密度，从而减少加重质的用量。

因此，重介质旋流器的分选过程，可以用“分离锥面”的学说来概括，即在旋流器内存在一个低密度与高密度物体的分离界面，这个界面是轴向零速面和径向零位面的综合面，其形状基本上是锥形，该界面上的介质密度一般等于矿粒的分高密度。矿粒进入旋流器后，在离心力的作用下，位于“分离锥面”内部的高密度矿粒则由中心向外移动，如它的密度高于“分离锥面”附近悬浮液的密度，则该矿粒将越过“分离锥面”进入下降流，并由底流口排出。反之，则仍停留于上升液流中，并由溢流口排出。在“分离锥面”外部的低密度的矿粒，则向中心移动，如它的密度低于“分离锥面”附近悬浮液的密度，则该矿粒将越过“分离锥面”而进入上升流中，并由溢流口排出。反之，仍留在下降流中，由底流口排出。所以“分离锥面”上的悬浮液的密度，是矿粒在旋流器中的实际分选密度。有人认为，由于在整个“分离锥面”上，悬浮液各点的密度并不相同，密度自主而下地逐渐增加，因此，矿粒在旋流器中分选是一个连续进行多次分选的过程，决定矿粒最终分选密度的是分离锥面最下端的悬浮液密度，这一点的密度和位置不仅与给料速度、介质性质、介质密度有

关，还与旋流器本身的结构参数有密切关系。对于这一点研究得还很不够。

3.影响重介质旋流器工作的因素

影响重介质旋流器工作的因素有下列几个方面。

①进料压力——进料压力越高，悬浮液进料速度就越快，旋流器的处理量就增加。这一点与分级用的水力旋流器相同。此外，进料压力越高，离心力也就越大，因此，在一定程度上增大进料压力，可以加速分选过程，提高分选效果。但随着入料压力增高，悬浮液本身的浓缩作用也加强，一方面增大矿粒实际分离密度，另一方面使旋流器中密度分布更加不均匀，反而降低分选效果。因此，压力过大，对分选并不是有利的。所以，压力增加时，应适当地加大底流口来调节排放量。此外，压力增大还会增加动力消耗和设备的磨损。现在趋向采用低压或无压给料，一般给料压力在 0.05～0.1MPa。

②悬浮液的密度——入料中悬浮液的密度越高，在其他条件相同时，矿粒的实际分选密度也越高。在一般情况下，入料中悬浮液密度可以比实际要求的分选密度低 0.2～0.4g/cm^3，要求的分选密度越高，差值越大。在生产过程中，这个差值可以通过旋流器的进料压力与底流口大小来调节。入料悬浮液密度越低，加重质用量越少。但是，此时悬浮液在旋流器中受到浓缩作用也越强，悬浮液密度的分布越不均匀，因而导致分选效率降低。

③入料的固液比(矿粒与悬浮液的体积比)——入料的固液比直接影响旋流器的处理量和分选效果。入料的固液比增高时，旋流器按固体矿粒计算的处理量增大，分选效率相应要降低，因为此时旋流器中物料层增厚，而导致分层阻力加大，分层速度降低，错配物增加。因此，在一般情况下采用 1:6～1:4 的固液比较适宜，在处理极难选煤时固液比可以降低到 1:8。

④旋流器结构参数

圆柱体的长度——在旋流器的直径和锥角确定后，旋流器的容积和总长度主要取决于圆柱部分的长度。旋流器圆柱部分的长短对分选效果影响很大。见图 4－4－38。

由图 4－4－38 可看出，当圆柱部分增长时其容积和总长度都增加(图中 *ABCD* 与 *ABC′D′* 比较)。因此，入选物料在旋流器中的停留时间增长，实际分选密度提高。但圆柱长度太长，会使低密度产品质量变坏。反之，圆柱部分

过短，会引起圆柱部分的介质流不稳定，实际分选密度降低，使部分浮物损失到底流中去。

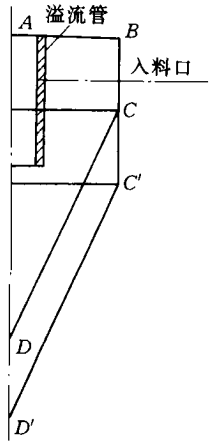


图 4－4－38　圆柱长度与分选效果关系

圆锥角的大小——在同样直径、同样容积的旋流器的情况下，随着锥角的增大，实际分选密度也增大。

溢流口的直径——溢流口直径增大后，可增大实际分选密度。但溢流口过大时，会造成圆柱部分溢流速度过大，影响溢流的稳定。虽然溢流出量增加，但浮物（精煤）质量降低。一般情况下溢流口直径为（0.30～0.40）D（D为旋流器直径）。

底流口的直径——实践证明，缩小底流口可使实际分选密度增大。但底流口过小时会造成矿粒在底流口挤压。对于选煤来说，底流口过小会使矸石易混入到精煤中，严重时引起底流口堵塞，但底流口过大时，又会引起精煤损失。一般情况下底流口直径为（0.24～0.30）D。

锥比——底流口直径与溢流口直径之比称之锥比。锥比的大小与旋流器直径、入选物料性质、介质性质等因素有关。当旋流器直径较小，可选性较差时，锥比要小一点。反之，锥比可大一点。加重质的粒度较粗时，锥比可大一些。实践证明，推比一般在 0.7～0.8 为宜。

入料口尺寸——当入料口尺寸过小时，入料粒度上限受限制，易发生堵塞现象。入料口尺寸过大时，旋流器切线速度减小（或相应增加入料压头，以保证入料速度）。一般情况下入料口在（0.20～0.25）D 范围内。旋流器的入

料口、溢流口、底流口的直径比，大致为 0.2∶0.4∶0.3。

溢流管插入深度——溢流管插入深度对分选有一定影响，根据我国圆锥形旋流器技术规格，插入深度在 320～400mm 范围，实践证明，效果较好。

旋流器结构各参数是互相联系的。各参数有其独立性，但又互相影响。参数之间互相影响后又产生新的参数。因此，重介质旋流器分选密度及分选效果的好坏，是受很多因素影响的。

⑤重介质旋流器的给料方式——重介质旋流器的给料方式有三种：一种是将物料与悬浮液混合后用泵打入旋流器。入料压力可达 0.1MPa 以上。这种方式用泵给料，在给料过程中，致使物料粉碎现象严重，并增加设备磨损，虽然可降低厂房高度，但比较少用。第二种是利用定压箱给料，物料和悬浮液在定压箱中混合后靠自重进入旋流器。定压箱液面高于旋流器入料口（视旋流器直径大小而定），一般 500mm 直径的旋流器不低于 5m 的高度，以保证入料口压力不低于 0.04MPa，否则，压力过低离心力过小，影响分选效果，降低处理能力。这种给料方式称为低压给料旋流器。生产上广泛采用这种方式。由于旋流器的结构改变，又产生第三种给料方式，即悬浮液用泵以切线方向给入圆筒旋流器下部，而物料靠自重从圆筒顶部给入，称为无压旋流器。

旋流器的入料口形状多种多样，如有圆形、方形、长方形等。入料管一般是直倾斜的，也有采用抛物线形和摆线形的。总的要求应该考虑使矿浆按切线方向进入旋流器，阻力要小，易于制造。

⑥重介质旋流器的安装——重介质旋流器一般倾斜安装，旋流器轴线与水平夹角为 10°，便于旋流器入料、溢流和底流管路系统的安装。当设备停止运转时，物料能顺利地从旋流器中排出来。对低压给料旋流器更应该倾斜安装，如采用正立垂直安装，溢流口与底流口高差引起压力变化，底流口所受压力比溢流口大，从而使矿浆大量从底流口排出，影响旋流器的正常工作。日本涡流旋流器，采用粗粒磁铁矿粉作加重质，在结构上有所改变，采用倒立安装方式。

4.其他类型圆锥形重介质旋流器简介

圆锥形重介质族流器除 D.S.M 型以外，典型的还有日本的倒立型重介

质旋流器(也称为涡流旋流器)和美国麦克纳利重介质旋流器。

(1)倒立型重介质旋流器

该旋流器是将一般圆锥型旋流器的圆锥顶向上(倒立)安装,重产品从顶部排出,轻产品从下部排出。原料煤与悬浮液混合后,用泵或定压箱沿旋流器圆柱壁成切线压入。在倒立锥内部安装有一个与大气相通的空气柱调节管,使其内的空气柱同样保持 0.1MPa 压力,以消除由于给料量、旋流器速度变化给空气柱带来的影响,从而保持旋流器内的空气柱稳定。空气柱的高度可以调节(见图 4-4-39)。

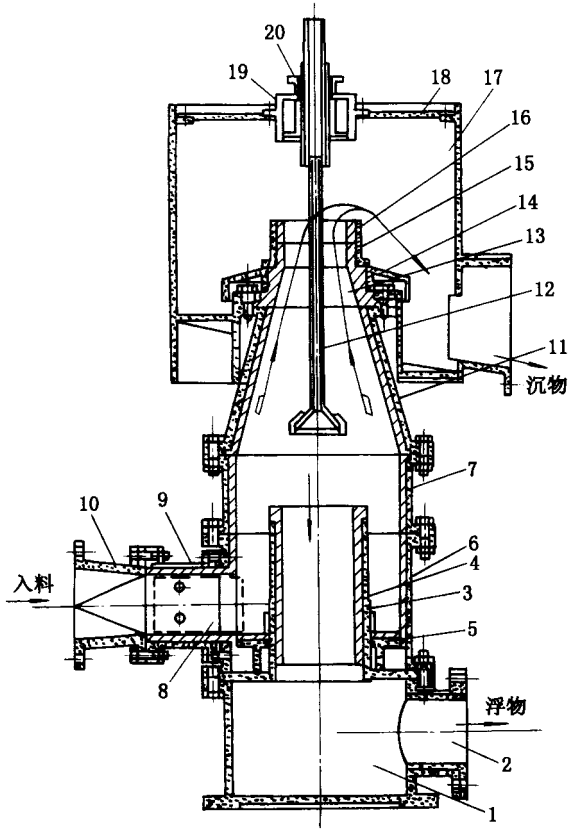


图 4-4-39　倒立型重介质旋流器

1-浮物室;2-浮物排出口;3-溢流套管;4-溢流管;5-底板;6-主入料室;
7-次入料室;8-调节闸板;9-给料喷嘴;10-接头;11-圆锥体;
12-空气柱调节管;13-圆锥口;14-盖板;15-液位调节器;16-调节套管;
17-沉物室;18-沉物室盖;19-托架;20-调整螺母

这种结构的重介质旋流器的锥比可以扩大到 1.0，使用的加重质粒度可以稍粗一点。据日本有关试验资料介绍，磁铁矿粉中小于 325 网目的含量仅占 10.6%，而不影响分选效果。问 ±0.1 密度物含量为 52.49%，分选密度为 1.50g/cm^3 时，可能偏差为 0.02，数量效率为 98.27%。目前在我国选煤厂没有使用，但在金属矿选矿厂有少数厂采用。其技术规格见表 4－4－6。

表 4－4－6　倒立重介质旋流器的技术性能

旋流器直径 /mm	入料粒度/mm	处理能力(原煤计) /t·t^{-1}	处理能力(矿浆计) /m^3·h－1
200	10～0.25	4	27
250	15～0.3	8	50
300	20～0.3	15	89
320	25～0.3	20	113
350	40～0.5	30	146
400	60～0.5	45	222
450	70～0.5	60	311
500	75～0.5	80	417

(2)麦克纳利重介质旋流器

美国麦克纳利公司制造的一种圆锥形重介质旋流器，其主要特点是入料沿摆线方向给入，见图 4－4－40 和图 4－4－41。

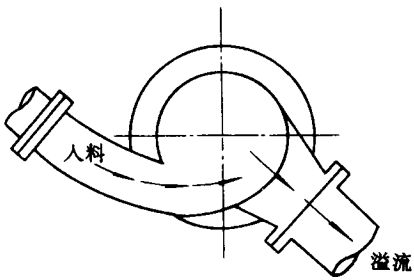


图 4－4－40　麦克纳利重介质旋流器

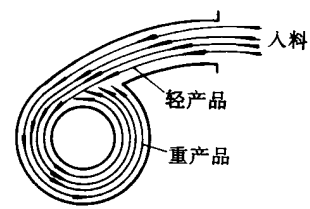


图 4－4－41　麦克纳利旋流器的给料方式

物料在进入旋流器前，在入料管中就进行了预选，因此，其分选效率和处理量略高于沿切线给料的旋流器。此外，摆线方向给料可使入料口的紊流减

少。这种类型的旋流器分选效果较好。如直径为 609～711mm 的旋流器，处理 0.75～32mm 原煤，分选密度为 1.35g/cm³，±0.1 含量在 77.3%时，可能偏差为 0.024，精煤中无密度大于 1.45g/cm³ 的错配物，矸石中无密度小于 1.30g/cm³ 的错配物。该类型旋流器的缺点是，所采用的磁铁矿粉粒度必须很细，全部小于 325 网目。

（二）圆筒形重介质旋流器

圆筒形重介质旋流器是一种无锥体的旋流器，如美国的戴纳（D.W.P 型）、国产的 HMCC 型、英国的沃西尔重介质旋流器和英国近年来研制的大粒级煤重介质旋流器。

1.D.W.P 型圆筒重介质旋流器

由美国维尔莫特公司研制的 D.W.P 型重介质旋流器，机体为圆筒形，筒长与直径比为 3∶1～6∶1，它是一种无压给料式重介质旋流器。其构造见图 4－4－42 图 4－4－43。

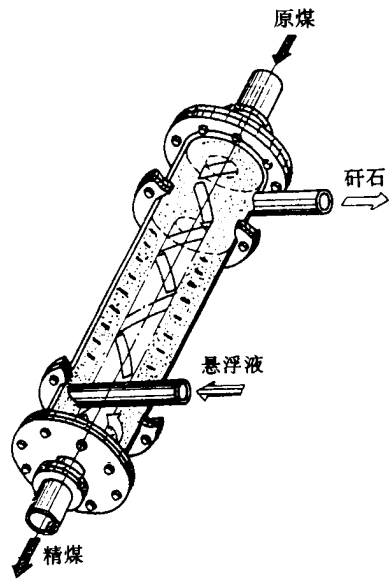


图 4－4－42　D.W.P 重介质旋流器

D.W.P 型重介质旋流器的特点是：分选物料与悬浮液分开给入。物料属无压自重给料，在给料箱内也加入少量悬浮液。而悬浮液用泵以 0.06～0.15MPa 的压力，沿切线压入圆筒下部（圆筒呈 25°～30°倾角安装）。它的分选过程是沿切线压入的悬浮液，从底至顶造成一股上升的空心旋涡流。沉物与一部分高密度（起浓缩作用的）悬浮液沿筒壁上升，从沉物排出口排出。浮物与低密度悬浮液聚集在旋涡中心向下流动，通过排出口排出。这种分选过程也称为动力一旋涡过程。

D.W.P 型重介质旋流器的主要技术规格见表 4－4－7。

表 4－4－7　D.W.P 型重介质旋流器的技术规格

圆筒直径 /mm	圆筒长 /mm	介质给入口直径 /mm	原煤给入中心管直径 /mm	沉物排出口直径 /mm	浮物排出口直径 /mm	入料粒度 /mm	介质给入压力 /kPa	矿浆通过量 /$m^3 \cdot h^{-1}$	处理干煤量 /$t \cdot h_{-1}$
229	1200	55	82	55	76	13～0.5	83	48	10～15
395	1955	100	140	95	130	13～0.5	90	240	40～50

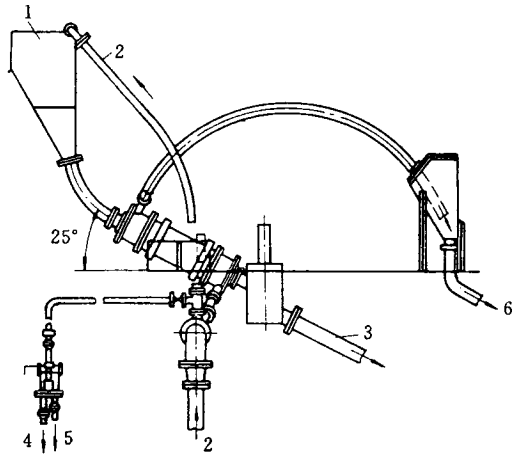


图 4－4－43　D.W.P 旋流器布置图

1－原煤仓；2－悬浮液管路；3－精煤排料管；4－去磁选机管路；

5－去悬浮液桶管路；6－矸石排料溜槽

由于 D.W.P 型旋流器分选时，物料与悬浮液分开给入，有利于悬浮液密度的测定和调整。物料不用定压漏斗或泵给料，既可以降低厂房高度，减轻泵与管道的磨损，同时高密度物料与旋流器器壁接触时间短，物料粉碎程度低，旋流器各部件磨损比 D.S.M 小，使用寿命长。故近年来在选矿厂与选煤厂都得到广泛应用。我国在“八五”期间，先后研制成功 HMCC—400 型和 ϕ650mm 两种较大型的无压给料圆筒重介质旋流器。其结构示意图如图 4－4－44 和图 4－4－45 所示。

结构参数和技术特征见表 4－4－8。“九五”期间研制成功的我国最大直径为 ϕ1200mm 的无压给料圆筒重介质旋流器，在贵州省盘江矿务局老屋基选煤厂进行了工业性试验取得了成功。

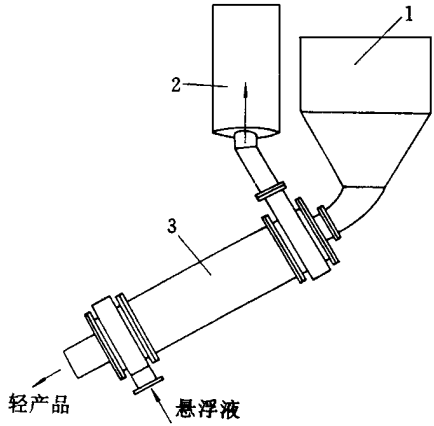


图 4－4－44　HMCC—400 **型圆筒重介质旋流器结构示意图**

1－**给料斗**；2－**反压力调节筒**；3－**圆筒重介质旋流器**

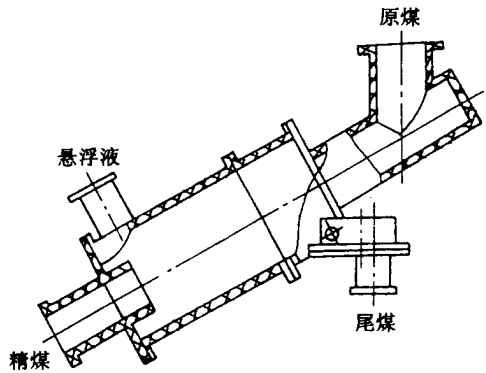


图 4－4－45　**图** ϕ650mm **无压给料两产品重介质旋流器结构示意图**

表 4－4－8　**无压给料两产品重介质旋流器结构参数和技术特征表**

名　称	数　值	
旋流器内径/mm	400	650
旋流器长度/mm	1840	2000
悬浮液入口内径/mm	100	135～160
入料口内径/mm	183	230～260

名　称	数　值	
轻物排料口径/mm	160	200 ~ 245
重排料口内径/mm	100	110 ~ 150
安装倾角/(°)	25 ~ 30	20 ~ 30
入料粒度/mm	25(13) ~ 0	50 ~ 0
处理能力/$t \cdot h^{-1}$	45 ~ 55	70 ~ 100
悬浮液入口压力/kPa	56.5 ~ 120	50 ~ 70
悬浮注解循环量/$m^3 \cdot h^{-1}$	150 ~ 220	240 ~ 300

2.前苏联 ГЦ—500 型旋流器

这种旋流器结构示意图如图 4 – 4 – 46 所示,与 D.W.P 旋流器基本相同,主要区别是 旋流器上部沿切线方向亦给入部分悬浮液,所以原料在给料部分就开始旋转,以便提高总的分选效果。其技术规格如表 4 – 4 – 9。

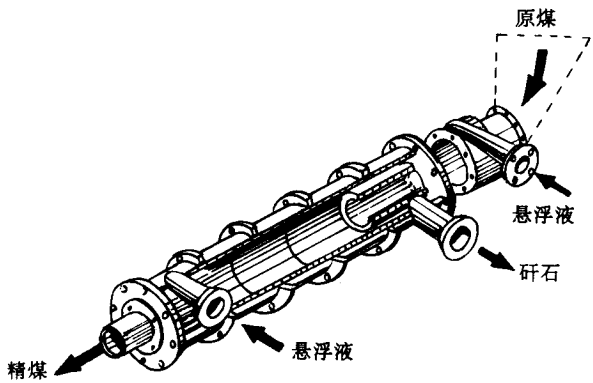


图 4 – 4 – 46　ГЦ—500 型族流器

表 4 – 4 – 9　ГЦ—500 型旋流器技术规格表

圆柱直径 /mm	安　装 倾　角	悬浮液入口压力 /Pa	处理能力(矿浆) /$m^3 \cdot h^{-1}$	处理能力 (干煤) /t·h – 1	入选原 煤粒度 /mm	重量 /kg
500	15° ~ 30°	$(9.8 \sim 11.76) \times 10^4$	200 ~ 250	50	0.5 ~ 25	1500

3.沃西尔重介质旋流器

英国西蒙卡弗公司制造的沃西尔重介质旋流器，是一种立式圆筒形旋流器，其结构如图 4－4－47 所示。

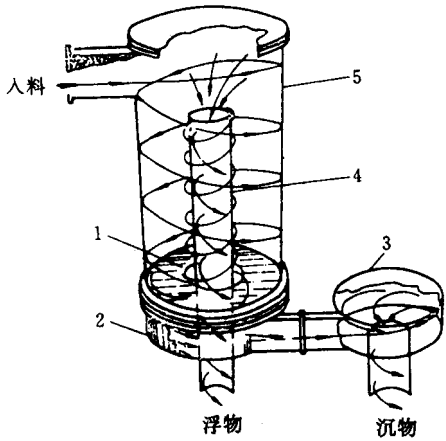


图 4－4－47　沃西尔重介质旋流器

1－可调排料口；2－沉物室；3－旋涡排料室；

4－旋涡溢流管；5－主分选室

该旋流器主体是一个直径为 609mm 或 762mm 的直立圆筒，筒体是用硬镍铸铁制成的。物料沿切线方向在一定给料压力下进入旋流器。高密度物在离心力作用下移向器壁，并沿螺旋方向向圆筒底部流动。由于涡流作用，圆筒底部出现压力差，从而造成一股向中心流动的强劲液流。该液流带着高密度物（矸石和邻近密度物）即沉物穿过离心力最强的区域，并在此经历最后的精选。受到精选作用的沉物随着一部分悬浮液，通过筒底中心一个断面可调的排料口 1 进入沉物收集室 2，然后，经过沉物收集室一条切线安装的导管进入旋涡排料室 3，并呈旋涡状流向中心的沉物出口。底流收集室的中心出口有一个可更换的喷嘴，改变喷嘴的大小即可在不变动底流可调排料口的情况下，调节悬浮液的流量，但此时，必须使底流可调排料口的断面大到可使全部沉物通过才行。

旋涡溢流管 4 是安装在圆筒中央、两端敞开、并穿过筒底及沉物收集室的一根圆管。低密度的浮物，受离心力小，流向圆筒中心，随同一部分悬浮液经旋涡溢流管而流出体外。其分选效果见表 4－4－10。

表 4－4－10　沃西尔重介质旋流器分选效果

直径/mm		φ762		φ609	
指标 / 粒度 / mm		分选密度 /kg·m^{-3}	可能偏差 E	分选密度 /kg·m^{-3}	可能偏差 E
12.5～50		1588	0.02	—	—
4～12.5		1582	0.036	1450	0.03
2～4		1592	0.042	1459	0.039
0.5～2		1610	0.075	1482	0.061

4.大粒级煤重介质旋流器

大粒级煤重介质旋流器是英国近年研制的一种筒形重介质旋流器(图 4－4－48)，直径为 1.2m，全长为 3m。分选粒度范围为 0.5～100mm，处理能力为 250t/h。主体圆筒与水平面成 30°夹角安装。80%～90%的悬浮液用泵或定压箱从筒体下部沿切线或摆线压入。0.5～100mm 的原煤与 10%～20%的悬浮液由筒体顶部无压给入。该设备的主要特点是入料上限大，对原煤破碎作用小，可简化选煤工艺，使生产厂房高度降低。但对细粒级煤的分选效果不理想。大粒级煤重介质旋流器与其他分选机分选效果对比见表 4－4－11。

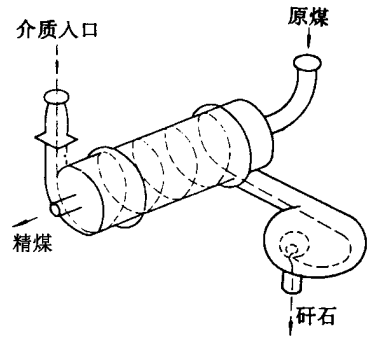


图 4－4－48　大粒级煤重介质旋流器

表 4－4－11　大粒级煤重介质旋流器与其他分选机分选效果对比

分选设备	分离密度 /kg·m^{-3}	大粒级煤旋流器	跳汰机	重　介
指标 / 粒度 / mm		可能偏差 E	可能偏差 E	可能偏差 E
25～100	1655	0.020	0.055～0.100	0.015～0.020
8～25	1656	0.025	0.070～0.105	0.020～0.030
2～8	1670	0.045	0.100～0.140	0.030～0.050
0.5～2	1818	0.144	0.160～0.200	0.060～0.120

(三)三产品重介质旋流器

三产品重介质旋流器,是由两台两产品重介质旋流器串联组装而成的,从分选原理上没有差别。第一段为主选,采用低密度悬浮液进行分选,选出精煤和再选入料,同时由于悬浮液浓缩的结果为第二段准备了高密度悬浮液;第二段为再选,分选出中煤和矸石两种产品。三产品重介质旋流器的主要优点是用一套悬浮液循环系统,简化再选物料的运输。缺点是在第二段分选时,重介质密度的测定和控制较难。因第二段悬浮液入料是由第一段旋流器浓缩而来的。由于悬浮液密度与两段旋流器结构尺寸有关,所以第二段旋流器的分选密度除与第一段分选密度和两段旋流器的溢流管直径有关外,还与第二段旋流器底流口直径有关。因此,溢流管直径要选择适当。三产品重介质旋流器工艺简化,基建投资少,生产成本较低,受到了用户的欢迎。

我国三产品重介质旋流器分有压给料和无压给料两大类型。

无压给料三产品重介质旋流器一段旋流器为圆筒型,二段旋流器为圆筒型或圆筒圆锥型。当二段要求有更高的排矸密度时,即用圆筒圆锥形。两段圆筒型的三产品旋流器结构图如图 4 – 4 – 49 所示。二段重产物排出口装有反压力调节装置。

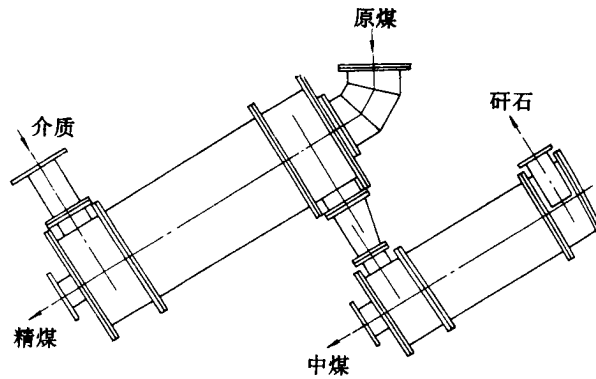


图 4 – 4 – 49　无压给料三产品重介质旋流器结构示意图

无压给料 3NWX 型三产品重介质旋流器的技术参数见表 4 – 4 – 12。

表 4 – 4 – 12　3NWX 型三产品重介质旋流器的技术参数

规格 / 项目	710/500		500/350	
	第一段	第二段	第一段	第二段
圆筒直径/mm	710	500	500	150
入料口尺寸/mm	200 × 100	100 × 100	100 × 100	70 × 70
圆柱体长度/mm	2600	1700	900	1200

项目 \ 规格	710/500		500/350	
	第一段	第二段	第一段	第二段
溢流口直径/mm	160 ~ 200	160 ~ 220	140 ~ 220	140 ~ 200
底流口直径/mm	100 × 100		70 × 70	
入料粒度/mm	≤50		≤35	
工作压力/MPa	0.10 ~ 0.13		0.06	
最少悬浮循环量/$m^3 h^{-3}$	300		150	
安装倾角/(°)	30		30	
处理能力/$t \cdot h^{-1}$	70 ~ 110		30 ~ 40	

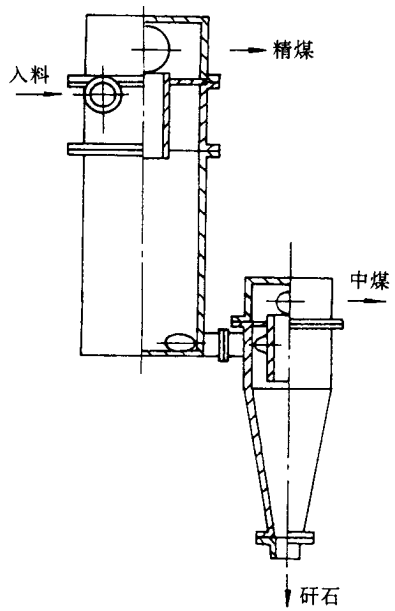


图 4 – 4 – 50　ϕ710/500 三产品重介质旋流器结构示意图

有压给料三产品重介质旋流器第一段为圆筒型或圆锥型，第二段为圆锥型。其结构示意图如图 4 – 4 – 50 和图 4 – 4 – 51 所示。其技术规格见表 4 – 4 – 40。

前苏联制造的 ГЦ—3/80 型三产品重介质旋流器结构示意图见图 4 – 4 – 52，它由一台圆筒旋流器和一台圆锥旋流器串联而成。ГТ—3/50 型三产品重介质旋流器结构示意图见图 4 – 4 – 53，它由一台 D.W.P 型旋流器和一台

圆锥旋流器串联而成，其技术特征见表 4－4－14。

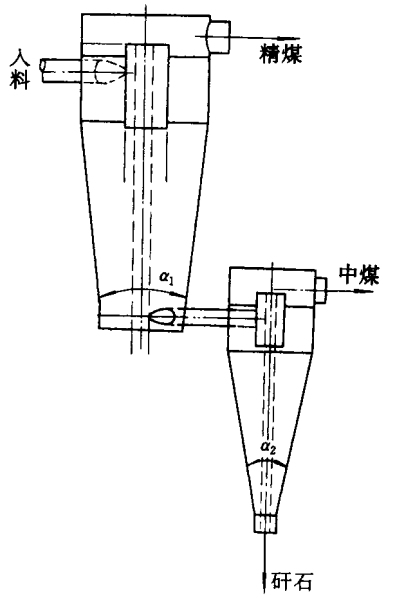


图 4－4－51　ϕ500/350 三产品重介质旋流器结构示意图

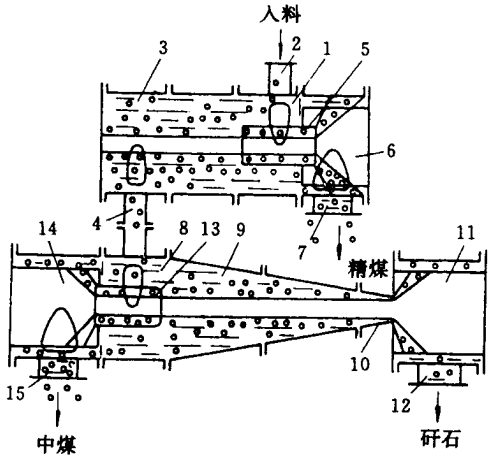


图 4－4－52　ΓT－3/80 型三产品重介质族流器

1－第一段圆筒形旋流器；2－入料管；3－底流口；4－连接管；5－溢流管；6－溢流室；7－排料管；8－第二段旋流器的圆筒部分；9－第二段旋流器的圆锥部分；10－底流口；11－矸石室；12－排料管；13－溢流管；14－中煤室；15－排料管

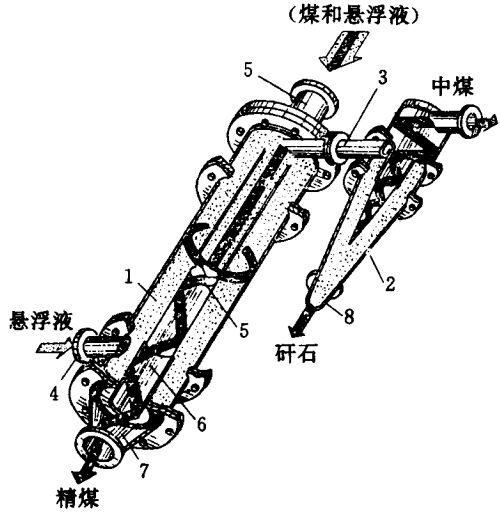


图 4－4－53　ΓT－3/50 **型三产品重介质旋流器**

1－**圆筒旋流器**；2－**圆筒圆锥旋流器**；3－**连接管**；4－**悬浮液给入管**；5－**入料管**；6－**溢流管**；7－**精煤排出管**；8－**第二段底流口**

表 4－4－13　**我国三产品重介质旋流器的技术规格**

规格 / 名称	φ200/140		φ500/350		φ710/500	
	第一段	**第二段**	**第一段**	**第二段**	**第一段**	**第二段**
圆筒直径/mm	200	140	500	350	710	500
圆锥角/(°)	0～10	20	10	20	0	20
溢流口直径/mm	150～60	50～70	160～195	140～180	240～315	170～240
底流口直径/mm	45	45	80～100	80～120	120～170	120～200
入料口直径/mm	40		90～110	80～100	120～200	
入料粒度/mm	13～0.5	25～0.5	25～0.5	40～0.5	40～0.5	
处理能力(干煤)/$t \cdot h^{-1}$	3～5		40		70～110	
处理能力(矿浆)/$m^3 \cdot h^{-1}$	26		210		300	
定压给料几何高/m			6.5		7.10	
外形尺寸(长×宽×高)/mm			2846×1221×818		3808×1615×910	
安装倾角/(°)	20	20			10	20

表 4－4－14　前苏联三产品重介质旋流器的技术规格

型号 / 名称	ГТ－3/80		ГТ－3/50	
	第一段	第二段	第一段	第二段
圆筒直径	630	500	400	350
圆锥角/(°)—	20—	20		
定压给料几何高/m	6—	—		
泵给料入口压力/kPa			100～150	80～120
处理能力(干煤)/$t.h^{-1}$	80	50	40	25
处理能力(矿浆)/$m^3 \cdot h^{-1}$	200	130	130～160	90～120
入料粒度/mm	20～0.5	25～0.5	25～0.5	25～0.5
重量/kg	3000		10000	

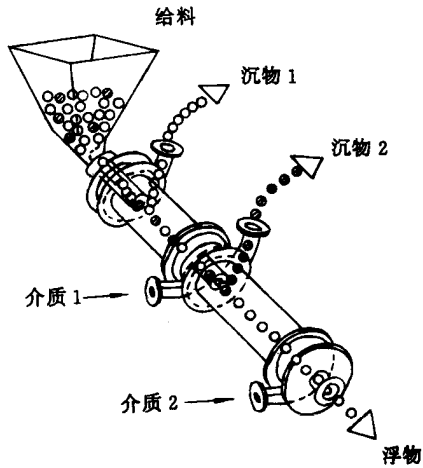


图 4－4－54　Tri－Flo)分选机

意大利特拉伊—费洛(Tri－Flo)三产品重介质旋流器于 1977 年研制成功。它实际上是由两个 D.W.P 型族流器串联而成,见图 4－4－54,筒体上有两个渐开线形的介质进口和两个形状相同的重产物排出口。第一段选后的轻产物进入第二段再选,故可分出两产品或三产品。给入介质可以是一种密度或两种不同密度。出两种产品时,第二个重产物可作循环物料,生产两种产品,可以提高分选效率 ;生产三种产品时,可以大大简化选煤工艺流程,减少建厂投资及生产费用。这种族流器多用于金属矿选矿。

五、重悬浮液的回收与净化

物料经分选后，轻、重产品都带走大量的悬浮液，必须迅速地回收循环使用。为使回收的悬浮液性质符合要求，必须进行净化浓缩。因此，悬浮液的回收与净化是重介选矿流程中的一个重要组成部分，这个环节工作的好坏将直接影响分选效果。

(一)重悬浮液回收与净化系统

常用于粗粒(块煤)重介质分选中悬浮液回收净化流程如图 4－4－55 所示。

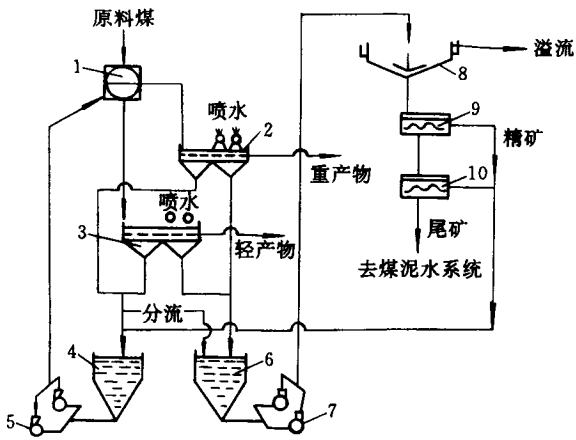


图 4－4－55　常用悬浮液回收净化流程

1－重介质分选机；2－重产品脱介筛；3－轻产品脱介筛；
4－合格介质桶；5－合格介质泵；6－稀介质桶；
7－稀介质泵；8－浓缩机；9－一段磁选机；10－二段磁选机

重介质分选机分选后，产品是同大量悬浮液一起排出的，所以必须泄除悬浮液和冲洗掉粘附在产品上的悬浮粒，这就是悬浮液的回收作业。这一作业不仅是为了保证产品质量，同时还可使悬浮液继续循环使用，以便减少生产过程中悬浮液的损耗。产品和悬浮液混合物，分别进入两种产品脱介筛(为了增加脱介能力，在进入脱介筛前要有固定筛或弧形筛作预先脱介)。脱介筛第一段用来泄除产品中的悬浮液，能脱除 70% ～90% 悬浮液，该段脱除的悬浮液作为合格介质，直接返回合格介质桶循环使用。脱介筛第二段上的

物料仍含有一部分磁铁矿粉加重质和煤泥，必须加喷水来清洗粘附于产品表面及残存于物料间的悬浮粒。因此，在脱介筛一般设二至三排喷水管冲洗。第一段（或一、二排）加稀介质浓缩设备的溢流水喷洗，第二段（或二、三排）加清水喷洗。喷水量与产品的粒度大小有关。对于块状物料（煤）喷水量一般为 $1m^3/t$，细粒物料（末煤）喷水量为 $1.5 \sim 2.0m^3/t$。

脱介筛第二段筛下泄出的悬浮液，加入喷水后浓度很低，称为稀介质，其中煤泥含量也很高。表 4－4－15 为合格悬浮液与稀悬浮液性质比较。

表 4－4－15　合格悬浮液与稀悬浮液性质比较

悬浮液密度/g·cm－3			悬浮液固体含量/$g \cdot L^{-1}$			悬浮液固体中磁性物含量/%		
主　选	再　选	稀悬浮液	主　选	再　选	稀悬浮液	主　选	再　选	稀悬浮液
1.42	1.805	1.02	728	10131	44.9	52.7	86	28

从表 4－4－15 可以看出，稀悬浮液不能直接复用，必须浓缩净化。一般采用浓缩机浓缩（也可用磁力脱水槽或低压旋流器）。浓缩机溢流可作为脱介筛第一段（排）喷水。浓缩机的底流进入两段磁选机磁选。磁选机效率可达 99.8% 以上，精矿磁性物含量达 90% 以上，密度达 $2.0g/cm^3$ 左右。磁选后的精矿，进入合格介质桶与脱介筛第一段筛下悬浮液混合后，组成合格悬浮液，用泵输送到分选机中循环使用。

为了增加合格悬浮液的密度或降低合格悬浮液中的煤泥量，利用磁选精矿的密度和磁性物含量都高的特点，将一部分浓缩悬浮液通过分流设备分流到稀悬浮液系统，经磁选机净化和浓缩后再返回合格介质桶。这部分浓悬浮液量称为分流量。它的大小可以由自动控制系统根据需要改变。在正常生产情况下，分流量在一常量的上下波动。应该注意的是，分流量越大，磁铁矿损失也越大。因而，不应随意增加分流量或减少分流量。图 4－4－56 所示的悬浮液回收净化流程比较简单，常用于粗粒（块煤）分选的悬浮液回收净化流程。缺点是细粒磁铁矿容易损失。

图 4－4－56 是另一种悬浮液回收净化流程。这种悬浮液回收净化流程，与前一种不同之处是稀悬浮液先在一低压旋流器内分级，细粒磁铁矿和细粒煤泥，通过旋流器溢流进入浓缩机。旋流器底流为粗粒磁铁矿及粗粒煤泥，进入磁选机。磁选精矿进入浓缩机。浓缩机底流进入合格介质桶，浓缩

机溢流作为喷水。由自动控制系统控制浓缩机底流。该流程比前者复杂。优点是能够回收细粒磁铁矿和细煤泥，保持悬浮液稳定，减少磁铁矿损失。适用于末煤重介质分选的悬浮液回收净化流程。

除上述两种流程外，还有一种最简单的直接磁选净化流程，即稀悬浮液不经浓缩或分级设备，直接进入磁选机磁选回收。我国彩屯、吕家坨选煤厂都采用这种流程。该流程优点是缩短了介质循环路程，减少了管路磨损，提高了悬浮液的稳定性。该流程要求稀悬浮液尽量少，磁选机处理能力要大。对于采用加重质粒度较粗的分选机，也可采用重力沉淀的方法，回收磁铁矿。如德国的太司卡分选机所用磁铁矿，采用重力沉淀回收，介质损失较少。

对于非磁性介质，可视加重质特性，采用重力沉淀、离心沉淀、过滤、浮选、摇床精选等方法进行回收和净化。

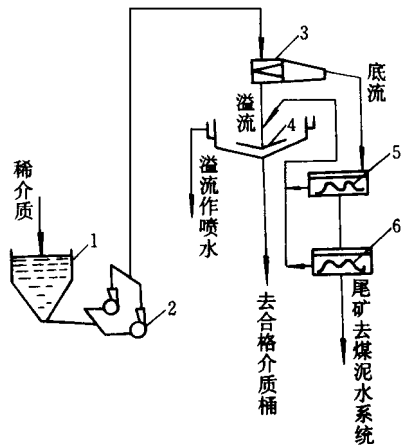


图 4－4－56　稀介质回收净化流程

1－稀介质桶；2－稀介质泵；3－低压旋流器；4－浓缩机；5－段磁选机；6－二段磁选机

（二）重悬浮液中煤（矿）泥量的动平衡

进入悬浮液系统中的煤泥量有两部分，一是由原料煤所带入的原生煤泥，二是在分选过程中产生的次生煤泥。从悬浮液系统中排出的煤泥有：产品带走的煤泥、稀介质和分流量进入磁选机后以尾矿形式排除的煤泥。当原料煤的数质量、选煤工艺流程及分流量等各项参数不变时，按照数质量进出平衡原则，煤泥量不可能在系统中无限积存，也不可能在系统中无限减少。

进入系统的煤泥量应该与系统中排除的煤泥量平衡，即动平衡。

当某一参数改变后，煤泥量就失去平衡，在合格悬浮液中增加或减小，但该参数达到一定数值后煤泥量又在新的基础上达到平衡。比如当分流量增加后，进入系统中的煤泥量没变，但从磁选机排除的煤泥量增加了。于是从系统中排除的煤泥量大于进入系统的煤泥量。合格悬浮液中煤泥量逐渐减少，合格悬浮液中的流变粘度也逐渐减小。这样，脱介筛的脱介效果将会改善，进入第二段稀悬浮液中的煤泥量将会逐渐减小。最后由产品带走的煤泥量也逐渐减小。结果是从系统中排除的煤泥量逐渐与进入系统中的煤泥量趋于平衡，也就是在合格悬浮液中煤泥含量减少的基础上达到了新的平衡。相反，当原料煤的煤泥含量增多或分流量减小时，合格悬浮液中的煤泥含量就会增加。

在一般情况下，可通过改变分流量来调节悬浮液中煤泥含量。应当指出，当悬浮液密度低，需要加大分流量时，同时会引起悬浮液中煤泥含量降低，这是在操作中应注意的问题。

（三）重悬浮液回收与净化的主要设备

1.脱介筛

多用普通直线振动筛或共振筛，筛面采用缝条筛面，筛孔为 0.25 ~ 1.0mm。为了提高脱介筛的处理能力，在脱介筛之前，设置固定筛或弧形筛。

2.浓缩设备

浓缩设备有耙式浓缩机、磁力脱水槽、水力旋流器、倾斜板浓密箱及螺旋分级机等。

耙式浓缩机分大、中、小型，其中小型耙式浓缩机的浓缩槽或称分级槽多用钢板制成，槽底为圆锥面，底面上有旋转耙可将浓缩物收集到中心底孔排出，槽体上部周边焊有溢流槽，溢流由此排出。

磁力脱水槽也称磁力脱泥槽或磁洗槽，它是在重力和磁力联合作用下使磁性物和非磁性物分离的一种磁选设备，适用于处理粗粒加重质磁性稀悬浮液的浓缩。由于结构限制，直径一般为 2 ~ 3m，因此每台处理能力低于耙式浓缩机，生产中所用台数较多。其原理与结构参看第三篇中的相关内容。

螺旋分级机主要用于经磁选回收精矿的浓缩，特点是可以获得浓度高且

重介质密度稳定的浓缩产物。所以,适用于高密度的介质回收系统。

倾斜板浓密箱是一种小型效率高的浓缩设备,其构造如图 4 – 4 – 57 所示。外形为一个斜方形箱体,下接一个角锥形漏斗,箱体内装相互平行的倾斜板,分上下两层排列,稀悬浮液沿整个箱的宽度给入到两层倾斜板之间,然后向上流过上层倾斜板的间隙。在此过程中,加重质颗粒在板间沉降析出,故上层倾斜板称为浓缩板。沉降到板面上的加重质颗粒借自重向下滑动,并落入下层倾斜板的间隙,继续沉降浓缩。下层倾斜板的用途主要是减少旋涡搅动,使浓缩过程稳定地进行,故下层板又被称为稳定板。浓缩产物从锥形漏斗的底口排出,液流则经上部溢流槽流走。

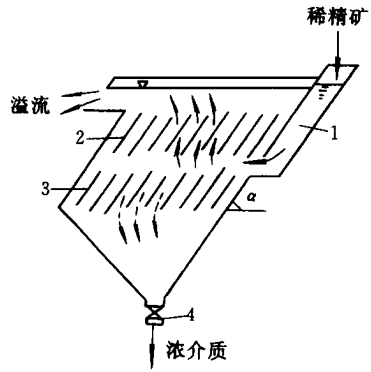


图 4 – 4 – 57　倾斜板浓密箱结构示意图

1 – 给料槽;2 – 浓缩板;

3 – 稳定板;4 – 排料口

3.净化设备

选矿或选煤所用磁性加重质较多,故多用磁选机来净化介质。重介质系统中回收磁铁矿多选用永磁筒式弱磁场磁选机,另外包括预磁设备和脱磁设备。其原理和结构均可参看第三篇中的相关内容。

对于非磁性加重质,若采用浮选法,所用浮选机可参看第四篇中的相关内容。此处均不再赘述。

4.介质桶

介质桶包括合格介质桶和稀介质桶,是为了储存和缓冲悬浮液而设置的。介质桶呈圆筒形,下底为圆锥形,锥角为 60°。筒底锥形便于沉淀加重

质。开机时,采用 0.6～0.8MPa 的压缩空气搅拌,转入正常生产后,便靠悬浮液自身循环搅拌。此时,合格介质桶内应存有少量悬浮液,其存留量的多少,以保证泵的压力稳定为前提。介质桶也可以为加快调节悬浮液密度的速度创造条件。

介质桶要有足够的容积,以保证停机后,能容纳分选机及管道中的全部合格介质,否则停机时,合格介质将溢流而造成损失。

5.提升和输送介质的设备

提升和输送重介质的设备是空气提升器,它靠压缩空气间断提升和输送悬浮液。主要用于提升重介质车间流失的悬浮液和废水,也可用来提升和输送高密度悬浮液和磁铁矿粉。

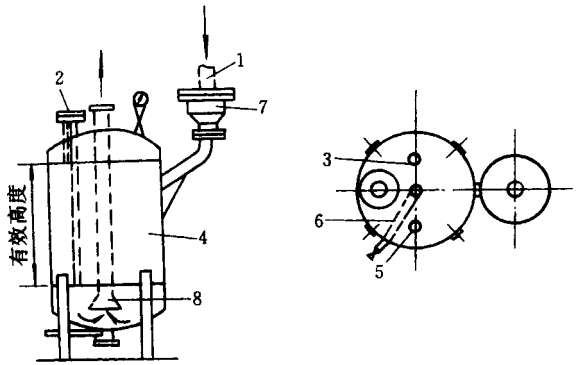


图 4－4－58　空气提升器结构示意图

1－入料管;2－液位电极;3－进气管;4－桶体;
5－排气管;6－排料管;7－逆止阀

图 4－4－58 为空气提升器结构示意图。它作为重介质选煤车间悬浮液、废水及磁铁矿粉的扬送设备,一般安装在厂房标高最低层。物料由入料管 1 经球形逆止阀 7 进入桶体 4 内。桶体内设有液位电极 2。当物料液面达到液位电极的高液位时,高液位信号指示(指示灯、电铃)发出信号,此时便打开进气管 3,进入高压(0.4～0.8MPa)空气,使其作用于桶内的液面上,由于入料管设有逆止阀,故迫使桶内物料由排料管 6 排出。当桶内物料液面降至液位电极的低液位时,低液位信号指示发出信号,关闭进气管 3 的阀门,风力提升的工作停止。与此同时,桶内压缩空气经排气管 5 放出,球形逆止间又开启,物料再次进入桶体,开始了下一个工作循环。

(四)重悬浮液回收与净化中的损失

磁铁矿的损耗是重介质选矿厂的一项主要技术经济指标,它不但关系到原材料消耗量的大小,而且还影响重介质系统的生产能否保持正常和稳定。

由产品带走和磁选机尾矿流失的加重质(磁铁矿粉)之和,折合成每吨原煤的介质损失量,称为磁铁矿粉的技术损失。由于运输、转载和添加方式不佳等管理不善而造成的损失,称为管理损失。技术损失和管理损失相加,构成总介质损失。

非技术损失属管理不善造成的,过去有不少选煤厂将磁铁矿粉从介质库用人工搬运到重介质选煤车间,搬运过程中损失量大。现在,大部分选煤厂都用空气提升器,从介质库直接送到车间,采用这种方式,非技术损失可以大大的降低。

根据国内外较高水平要求,块状物料重介质选矿加重质的实际损失应低于 0.5kg/(t 原矿)。粉状物料重介质选矿加重质的实际损失应低于 1.0kg/(t 原矿)。我国选煤厂设计规范中规定,重介质选煤过程中,入选 1t 原煤的磁铁矿粉耗量(技术损失)宜直接在下列指标内:对于块煤系统 0.2kg;对于末煤系统 0.5~1.0kg。

加重质损失的一般规律是分选块煤时的介质损耗比分选末煤时要少;用低密度悬浮液时比用高密度悬浮液的介质损耗要小。有的选煤厂技术损失并不大,但总介质耗量却较多。之所以如此,一种可能是设备事故及磁铁矿粉的存放、运输、添加时的损失;再一种可能是检查中未能发现,但在生产中实际存在的损失,如突然加大分流量,造成磁选尾矿中加重质流失过多。

总之,生产过程中重介质损失,应查其原因所在。若在总损失量中管理损失所占比例过大,就应从介质的存放、转运及添加等环节找原因,加强管理。若技术损失过大,应检查各工艺环节。如产品带走造成的损失多,应改善脱介筛的工艺效果;若磁选尾矿中流失多,便应提高磁选机的回收率;因分流量处理不当,就应对分流量严加控制。

根据生产实践的经验,可从以下几个方面控制加重质的损失,以便尽量达到损耗的最佳指标。

(1)加强对脱介筛的维护及改善其工作效果

首先应选用高效率的脱介筛和开孔率大的筛面。在脱介筛前设置固定筛或弧形筛,以减少脱介筛的负荷。日常应加强对脱介筛的维护与管理,使其工艺性能得到充分发挥。重介质旋流器底流悬浮液密度较高,脱介效果差,可引入一部分精煤筛下合格介质将其冲稀,从而改善脱介效果。脱介筛第二段的喷水要足,其中浓缩机溢流而来的循环水送入第一、二排喷水管中用作无压喷水;但第二、三排所用清水,应为有压喷水。

(2)有条件的选煤厂可采用直接磁选工艺

当稀介质量较小,而磁选设备的处理能力又较大时,可考虑采用直接磁选,无需对稀介质浓缩。大量生产实践表明,采用直接磁选,可获得较好的效果。

(3)提高分选设备的回收率

用磁选方法净化悬浮液,一般应保证磁选机回收率在 99.8% 以上,否则,磁铁矿粉的损失过大。因为,大量稀介质及一部分分流的合格介质,都是通过磁选机进行净化的,故磁选机工作的好坏对磁铁矿粉损失的多少有很大的影响。例如,假设进入磁选机的磁铁矿量为 6t/h,当磁选机回收率为 99.9% 时,则磁铁矿损失为 6kg/h;如若回收率为 99%,磁铁矿损失可高达 60kg/h;若回收率降至 98%,损失将大到 120kg/h。可见磁选机回收率降低一点,而磁铁矿损失就会增加几倍到几十倍。

(4)保持各设备液位平衡,防止堵、漏事故发生发生堵、漏事故,可造成重介质的大量损失。如立轮重介质分选机堵塞一次,损失约 2t 磁铁矿粉;脱介筛下溜槽堵塞一次,磁铁矿的损失将近 1t。

(5)减少进入稀介质中的加重质数量,并尽量保持稀介质的质量稳定

应尽量减少原煤带水量及悬浮液的循环量,提高原煤脱泥效率,以减少分流量,使进入稀介质中的磁铁矿粉越少越好,使稀介质的质量稳定,避免造成磁选机入料浓度突然变大,导致回收率不高,使加重质在尾矿中过多流失。

(6)保证加重质粒度的要求

加重质粒度变粗后,悬浮液稳定性变差,基于稳定性的要求,势必要增大泥质物的含量,这就导致脱介筛和分选机效率下降,加重质损失明显上升。所以加重质应根据分选工艺及分选设备的要求来制备,如粒度达不到要求应

增加磨矿环节。

(7)严格控制从重介质系统中向外排放矿浆

除磁选尾矿可向外排放外,其他各环节一律不应向外排放矿浆。应控制浓缩设备,其溢流全部用作脱介筛的喷水。各设备滴漏水及冲洗地板水都应回收,并经空气提升器令其返回系统中去。

(8)采用最佳的加重质储运及添加方式

没有设置介质库的选煤厂,均应设置介质库存,其介质库的有效容量,是按每次铁路运来的车辆数决定的,一般容量为 3 ~ 6 个车辆的储存量。从介质库到选煤车间介质的输送和添加,最好采用空气提升器。

六、重悬浮液密度的自动控制

重介质分选生产过程,悬浮液的密度直接影响实际分选密度。为了提高分选过程的工艺效果,实际分选密度的波动应尽可能小。一般要求进入分选机中的悬浮液,其密度波动需小于 $\pm/0.1 g/cm^3$。

悬浮液的密度是根据对精煤灰分指标的要求确定的。但由于分选机中流体运动的影响,悬浮液密度与实际分选密度是有差别的。对于上升介质流的块煤重介质分选机,悬浮液密度比实际分选密度一般要低 $0.03 \sim 0.1 g/cm^3$ 若用重介质旋流器,前曾述及,悬浮液密度比实际分选密度要低 $0.2 \sim 0.4 g/cm^3$。所要求的密度差值的大小,除与悬浮液粘度、稳定性、原煤粒度组成及密度组成有关外,对块煤重介质分选机来说,密度差值与水平介质及上升或下降介质流的大小有关系。当下降介质流较大时,实际分选密度可能略低于悬浮液的密度。对于重介质旋流器,密度差值与给料压力、液固比(悬浮液用量与被选物料量之比)、旋流器结构参数等因素有关。

在日常生产中,控制悬浮液密度是获得良好工艺效果的重要环节。检查悬浮液密度的方法有两种,一是人工检查,通过称量一定体积悬浮液量求得悬浮液的物理密度,即用浓度壶测定,亦可用密度计测量。但这种检查方法既费力,经检查后又难以及时调整。另一种方法是用仪器自动检测,所用装置有双管压差密度计、水柱平衡密度计及放射性密度测定仪等。由这些装置将所获得的一次信号,通过电子仪器转换成电讯号,传输给执行机构,用补加

水或补充加重质的方法，使悬浮液的密度维持稳定状态。

（一）双管压差密度计

图 4－4－59 为双管压差密度计示意图。在被测的悬浮液 1 内，放进两根插入深浅不同的测压管 2。具有 0.015MPa 压强的压缩空气，通过节流阀 7 分别进入两根测压管内，压缩空气充满双管后，加之管端的压力进入悬浮液。由于节流阀的作用，管内气压将与管端重介质的压力相平衡。长管上端的横侧胶管与密封的水盒 4 相连，水盒的下部与指示管 5 和电极 6 的底部相通。短管的横侧胶管 3 则与指示管 5 和电极 6 的上部连接。于是，长短管之间便构成了闭路。由于测压管插入的深度不同，则管口处悬浮液的静压力也将有所区别。如设 h_1 和 h_1。分别为长管和短管的插入深度，那么长管口端的压强 $p_1 = h_1\rho_{zj}g$，短管口端的压强 $p_2 h_2 p_{zj}$g。由于长管口端的压强 p_1 大于短管口端的压强 p_2，于是推动水盒内的水面下降，指示管内的水柱便上升 H 高度。当压力达到平衡时，则有

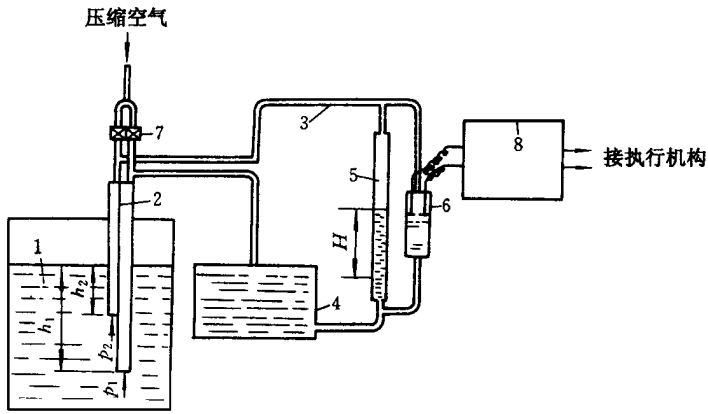


图 4－4－59　双管压差悬浮液密度自动测量装置

1－被测的悬浮液；2－测压管；3－胶管；4－水盒；

5－指示管；6－电极；7－节流阀；8－放大器

$$h_1 p_{zj} g = h_2 p_{zj} g + H_1 p_s g$$

由于水盒及测压管内水的密度 $h_1 p_s = 1g/\mathrm{cm}^3$，故上式可写成

$$H = (h_1 h_1 - h_1 h_2) h_1 p_{zj} \mathrm{g} \qquad (4-4-37)$$

式中（$h_1 h_1 - h_1 h_2$）为定值，故指示管内的水柱高 H 就可用来表示悬浮液的

密度。显然，h_1 与 h_2 差值越大，测量时的灵敏度就愈高。

该装置若用于块煤重介质分选机，可直接将测压管插入分选槽内，随意测定槽各层悬浮液的平均密度。正常生产过程中，都是将测压管放在分选带的部位。

选煤若用重介质旋流器，可引出一部分合格介质，到专设的测定箱中测其悬浮液的密度。

双管压差悬浮液密度自动测量装置由三部分组成：第一部分是测量部分。它随时检测密度变化情况，一旦悬浮液偏离规定密度值时，便发出声光信号报警。电极管内的液面随指示管内水柱平行上升或下降，于是两电极间的电阻便随液面的升降而变化；第二部分就是将电极间电阻的升降变化送入电位放大器 8，通过放大器识别控制调节系统；第三部分是执行机构，它经放大器指示，根据悬浮液密度的变化补加清水或增添加重质。

用此装置控制悬浮液的密度波动范围，不超过 $\pm 0.015 g/cm^3$。

(二)水柱平衡密度计

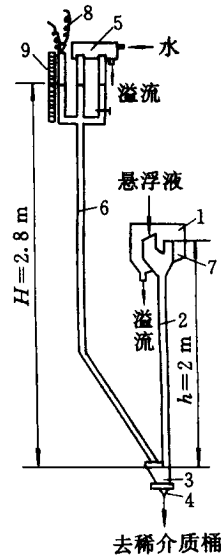


图 4－4－60　水柱平衡密度计装置示意图

1－介质箱；2－介质管；3－汇流槽；4－喷嘴；5－定压水箱；6－水管；7－介质箱溢流管；8－电极；9－标尺

图 4－4－60 为水柱平衡密度计的示意图。该密度计也是利用压差原理测定悬浮液密度的。被测的重介质通过介质箱 1 的固定筛将大颗粒物料脱除后进入介质管 2，然后由喷嘴 4 流出。定压水箱 5 的清水经过水管 6 也经喷嘴 4 流走。3 是悬浮液与清水的汇流槽。为了使介质箱内悬浮液保持一定的高度 h，进入箱内过多的介质则从溢流管 7 流出。从喷嘴 4 流出的水与悬浮液的混合物去稀介质桶。

根据液柱平衡的原理，当水和悬浮液都从喷嘴同时一起流出时，必然是水柱的压强与悬浮液的压强达到平衡，即

$$h\rho_{zj}g = h\rho_s g$$

或

$$H = h\frac{\rho_{zj}}{\rho_s} \tag{4－4－38}$$

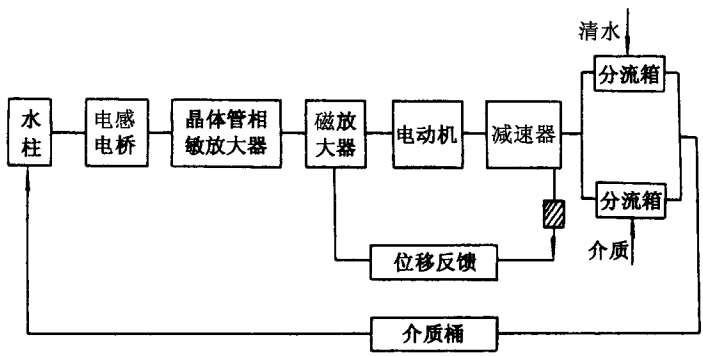


图 4－4－61　水柱平衡密度计的控制系统

可见，当水的密度 $\rho_s = 1\text{g/cm}^3$ 时，水柱高度 h 是固定的，H 将随悬浮液密度 ρ_{zj} 的变化而改变，成正比关系。因此，标尺 9 上所反映的水面高低表示了悬浮液密度的大小。

例如，若 $\rho_{zj} = 1400\text{kg/m}^3$，$\rho_s = 1000\text{kg/m}^3$ 介质箱内悬浮液面到汇流槽中与水汇合处的高度 $h = 2\text{m}$ 时，则

$$H = h\frac{\rho_{zj}}{\rho_s} = 2 \times 1.4 = 2.8\text{m}$$

由水柱平衡密度计测得的悬浮液密度的变化，经电极 8 转变为电信号，通过晶体管灵敏放大器使磁放大器中的电磁铁开始动作，对介质桶内悬浮液

的密度进行调整(或者补加清水或者添加磁铁矿粉),以保持悬浮液密度在规定值。水柱平衡密度计的控制系统如图 4 – 4 – 61 所示。

(三)放射性密度测定仪

放射性密度测定仪也称同位素密度计。其原理是根据 γ 射线穿过悬浮液时被吸收程度的大小,来表示悬浮液密度高低的。

将放射源放在装有悬浮液流的管道一侧,而将测定 γ 射线强度的接收器放在管道的另一侧。γ 射线通过管道中的悬浮液后,有一部分射线将被悬浮液所吸收,吸收的多少与悬浮液密度成正比。此时,工作过程中悬浮液密度,便可根据接收器所测得的总放射线强度大小,加以确定。

(四)悬浮波密度自动控制系统

图 4 – 4 – 62 是常用的悬浮液密度自动控制系统。

密度计 1 测出被控悬浮液的密度

后,将信号给入自动控制箱 2。测得的密度与要求保持的密度若不符,其密度差值便形成一个信号,经放大后,送入执行机构。当密度差值很微弱时,执行机构获得信号后将进行微调。如果密度差值较大,例如被测悬浮液密度低了,即合格介质因密度变低而不合格。此时,信号通过控制箱,对变流箱 3 发出指示,令其加大分流量,将更多的应该合格而已经不合格的介质,送入稀介质桶 6,使其参与浓缩、净化以后,再返回合格介质桶 5。如果悬浮液密度仍未升高,就进一步加大分流量,直到悬浮液密度达到合格值时为止。这时,分流量又恢复正常。如果送入磁选机的悬浮液密度高了,信号进入控制箱,指令开动水阀 4,往合格介质桶中补加清水,合格介质桶内的悬浮液密度开始逐渐下降,此时,信号又通过控制箱,指令水阀减少清水加入量,直到合格介质桶中悬浮液密度达到规定值而真正合格时,水阀才停止供水。

介质桶内设有液位自动测定仪,并与密度自动控制统一考虑。在生产过程中,稀介质桶内的液面,应保持在中等部位。也就是说,对介质桶内的液面,应有最高和最低限位。

当悬浮液密度达到规定值的要求时,一般情况下合格介质桶液位的高低取决于系统中磁铁矿粉的总量。液位过低,说明磁铁矿粉总量过少,应添加新的磁铁矿粉 液位过高,合格悬浮液的密度变小而成为不合格,应加大分流

量,使之浓缩。此时,密度和液位自动控制的动作是一致的。

总之,自动控制系统的功能是:合格介质桶内悬浮液密度一旦升高,就立即补加清水;密度一旦降低,就加大分流量,进行浓缩。液位低,加新的磁铁矿粉;液位高,加大分流量。在正常生产过程中,液位一般比较稳定,因悬浮液密度的波动很小,因而液位变化难以反映。密度和液面的自动控制系统,应具有这样的能力,当合格介质桶内悬浮液密度产生很大偏差时,它能很快地把密度调整过来。

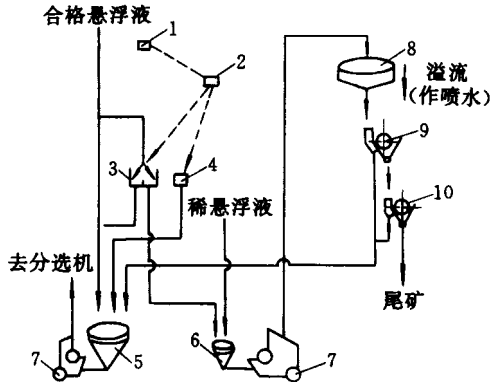


图 4－4－62　常用的密度自动控制系统

1－密度计;2－自动控制箱;3－交流箱;4－水阀;5－合格介质桶;6－稀介质桶;
7－介质泵;8－浓缩机;9－第一段磁选机;10－第二段磁选机

对于双密度系统,可以将两个密度系统的全部磁选精矿,给到高密度介质桶中,并将部分高密度悬浮液分流到低密度桶,用以调整低密度悬浮液的密度。

密度自动控制系统工作的质量优劣,不但与测定和控制装置的工作效果有关,而且还与工艺流程、磁铁矿粉损失的大小等因素有关。如当原煤带水过多或往合格介质桶中窜水时,可发现合格介质桶中悬浮液的液面上升过高,悬浮液密度下降较大,密度波动过剧,则磁铁矿粉损失增加。这时,若仅靠自动控制系统,就不能解决问题了。又如,当磁铁矿粉损失过多时,自动控制系统尽管动作十分频繁,但介质还难以稳定,液位经常下降,这就应采取其他措施,从根本上消除造成磁铁矿粉损失过多的隐患,单靠自动控制系统是难以实现的。

七、干法选煤

在我国占可采储量 2/3 以上的煤炭地处山西、陕西、内蒙古西部和宁夏等严重缺水地区，因而无法大量采用现在耗水量较大的湿法选煤方法来提高煤质。我国自行研制的气一固两相流空气重介质流化床选煤技术及复合式干法分选机，能较好地满足干旱缺水地区和易泥化煤炭的分选要求。

(一)空气重介质流化床干法选煤

1.空气重介质流化床干法选煤的基本原理和特点

(1)流态化的过程

空气重介质流态化是一种使微粒固体介质通过与气体接触而变成类似流体状态的过程。如图 4－4－怕 63(a)所示，一个具有垂直器壁的容器 1，下部装一分布器 2，其上堆放有许多均匀微细颗粒 3，在颗粒层下部装一 U 形测压管 5，气流从底部 4 经分布器 2 流入颗粒床层，然后再由容器 1 顶部排出。当气流通过床层时，随着气流速度的增加，整个流态化过程有三个基本阶段：①固定床；②流化床；③输送床。分别见图 4－4－63(b)、(c)、(d)。

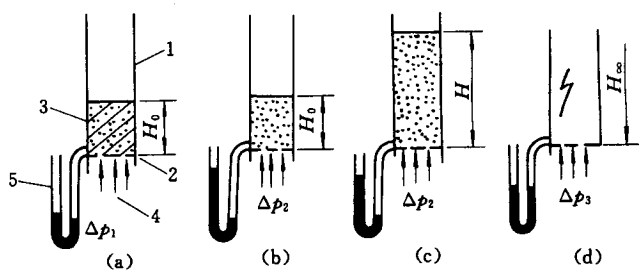


图 4－4－63　理想流态化过程

(2)流化床的似流体性质

气－固流化床能否具有液体的流动性，这对于空气重介质流化床分选技术来说是十分重要的。研究表明：完全流化后的气－固流化床，其气－固运动看起来很像沸腾的液体，并在很多方面都呈现类似于流体的性质。如图 4－4－64 所示。

①两连通床能自动调至同一水平面〔图 4－4－64(a)〕；

②当容器倾斜，床层上表面仍保持水平〔图 4－4－64(b)〕；

③床层中任意两点压强差等于此两点间的床层静压差〔4－4－64(c)〕，即

$$\Delta_p = p_1 - p_2 = h_1\rho g - h_2\rho g \tag{4-4-39}$$

式中　Δ_p——床层中两点间压差；

p_1－离床面 h_1 深度处的静压；

p_1－离床面 h_2 深度处的静压；

ρ——床层密度。

④具有像液体一样的流动性，如在容器壁面开孔，颗粒将从孔口喷出〔4－4－64(d)〕；

⑤小于床层密度的物体将浮于床面，大于床层密度的物体将沉于床底，这一按密度分层的过程服从阿基米得定律〔图 4－4－64(e)〕，即

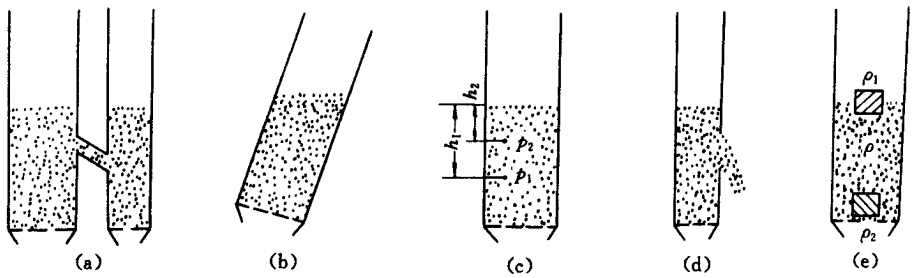


图 4－4－64　气－固流化床的似流体性质

$$\rho_1 < \rho < \rho_2 \tag{4-4-40}$$

式中　ρ 床层密度，kg/m^3；

ρ_1——上浮物体密度，kg/m^3；

ρ_2——下沉物体密度，kg/m^3。

(3)空气重介质流化床分选原理

所谓空气重介质分选就是运用气－固流化床的似流体性质，在流化床中形成一种具有一定密度的均匀稳定的气－固悬浮体，其床层平均密度 ρ 为：

$$\rho_1 = (1-\varepsilon)\delta = \frac{W}{LAg} \tag{4-4-41}$$

式中　ρ——床层平均密度，kg/m^3；

ε——床层空隙度，%；

δ——床层中固体颗粒的密度，kg/m^3；

W——床层颗粒总重量，N；

L——床层高度，m；

A——床层截面积，m^2；

g——重力加速度，m/s^2。

因此，根据阿基米得定律，轻重产物在悬浮体中按密度分层，即小于床层密度的轻产物上浮；大于床层密度的重产物下沉，经分离和脱介获得两种合格的产品。

2.空气重介质流化床干法分选机

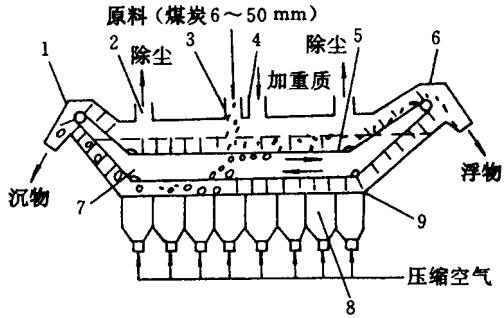


图 4－4－65　空气重介质流化床干法分选机示意图

1－排矸端；2－集尘口；3－原料入料口；4－介质入料口；

5－刮板机；6－排煤端；7－流化床；8－空气室；9－压链板

我国研制的空气重介质流化床干法分选机是物料完成干法入选、分离的主要设备。其结构示意图如图 4－4－65。该机由空气室、气体分布器、分选室和产品运输刮板装置等部分组成。物料在分选机中的分选过程是：经筛分后的 6～50mm 块状物料与加重质分别加入分选机中，来自风包的具有一定速度的有压气体经底部空气室通过气体分布器后均匀作用于加重质而发生流化作用，在一定的工艺条件下形成具有一定密度的均匀稳定的气－固两相流化床。物料在流化床中按密度分层，小于床层密度的物料上浮，称为浮物，大于床层密度的物料下沉，称为沉物。分层后的物料分别由低速运行的无极链刮板输送装置逆向输送，浮物如精煤从右端排料口排出，沉物如矸石或尾煤从左端排料口排出。分选机下部各风室与供风系统连接，设有风压与各室

风量调节及指示装置。分选机上部与引风除尘系统相连，设计引凤量大于供风量，以造成分选机内部呈负压状态，可有效地防止粉少外逸。

空气重介质流化床分选机，可有效地分选外在水分小于 5% 的 6 ~ 50(80)mm 粒级煤。分选精度高，可能偏差在 0.05 ~ 0.07 范围内。

表 4 - 4 - 16　列出了 10t/h、25t/h、50t/h 空气重介质流化床分选机主要参数。

表 4 - 4 - 16　空气重介质流化床分选机主要参数

序　号	项　目		单　位	型　号　特　征		
1	处理量		t/h	10	25	50
2	分选物料	粒度	mm	6 ~ 50	6 ~ 50	6 ~ 50
		外在水分	%	< 5	< 5	< 5
3	分选密度		g/cm^3	1.3 ~ 2.0	1.3 ~ 2.0	1.3 ~ 2.0
4	有效分选床层	长度	mm	5500	5000	5000
		宽度	mm	500	1000	2000
		高度	mm	360	360	360
5	电动机	型号		YCT220 - 4A	YCT220 - 4A	YCT250 - 4B
		功率	kW	5.5	11	22
		转速	r/min	1250 ~ 125	1250 ~ 125	1320 ~ 132
6	减速机	型号		WD210 - 33 - Ⅲ -	WD210 - 33 - Ⅲ -	NBZD280 - 56 - Ⅱ -
		变速比		33	33	64.09
7	外形尺寸（长 × 宽 × 高）		mm	7890 × 600 × 2030	7890 × 1200 × 2030	8253 × 2544 × 2707
8	总重		kg	6558	11200	1580

3. 空气重介质流化床干法选煤的实际应用及效果

50t/h 空气重介质流化床干法选煤示范厂在七台河桃山选煤厂，这是世界上第一座空气重介质干法选煤厂，年处理能力 32 万 t，分选密度为 1.45g/cm^3，原煤属难选或极难选。

选煤厂工艺系统原则流程如图 4 - 4 - 66 所示，主要包括：原煤准备系统、选煤系统、脱介及介质回收系统、供风与除尘系统以及产品的装车运输系统。

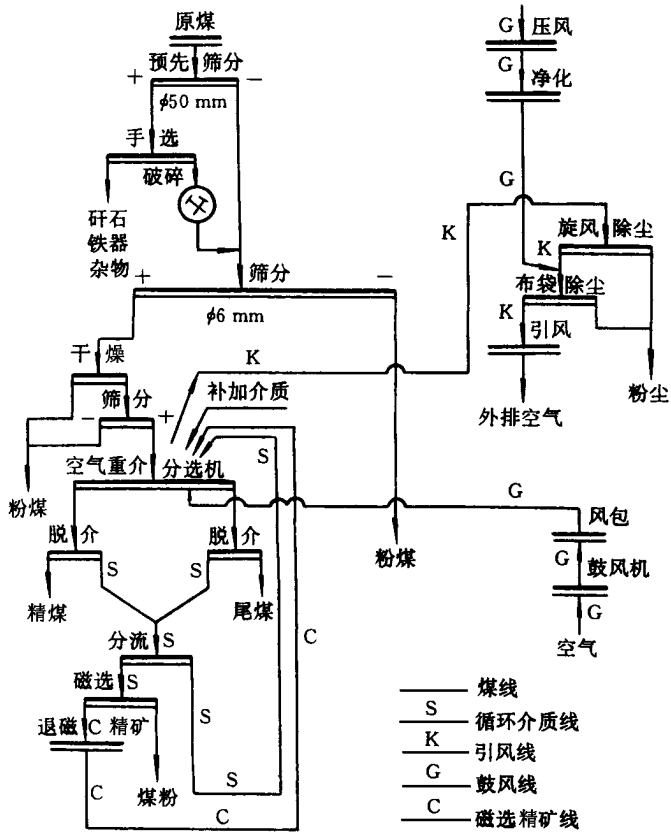


图 4－4－66　50t/h 空气重介质选煤工艺系统原则流程

流化床分选机的流化特性曲线如图 4－4－67 所示。实际产品分配曲线如图 4－4－68 所示。

50t/h 空气重介质流化床分选机经过工业性连续运行表明，在不同分选密度时，可能偏差 E 值在 0.05～0.07 范围内，数量效率在 90% 以上，介质损耗在 0.5kg/t 以下。

(二) 复合式干法选煤

传统的风力跳汰机和风力摇床由于其效率差已渐被淘汰。我国吸取美国近年来研制的无风干式摇床和俄罗斯风选机的优点，研制成功了复合式干法分选机。

1. 复合式干法分选机的分选机理

(1) 分选物料在螺旋运动中的分选作用

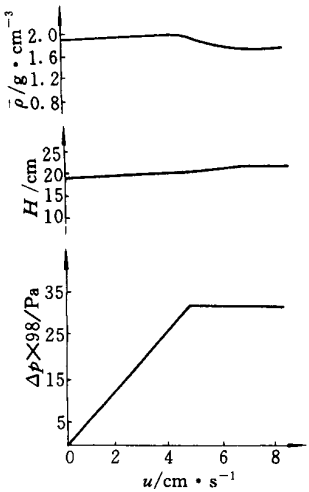


图 4－4－67　流化特性曲线

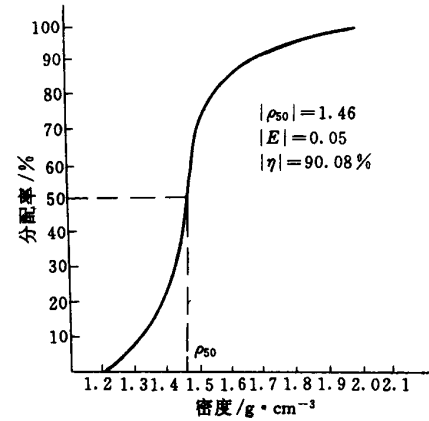


图 4－4－68　实际产品分配曲线

物料在床面上堆积成层，最下层矿粒直接和振动的床面接触，摩擦力大，得到的惯性力使下层矿粒沿床面排料边向背板方面运动。由于背板的阻挡，引导物料沿背板向下运动。而上层物料受背板的推力和重力作用沿表层向排料边下滑，使床层上、下部位矿粒具有方向相反的速度梯度。在床面格条的引导和不断给入物料的压力下，形成物料边旋转边向矸石端推进的螺旋运动。低密度煤在外围形成大直径螺旋运动，高密度矸石及黄铁矿则在床面与背板夹角中形成小直径螺旋运动，见图 4－4－69。

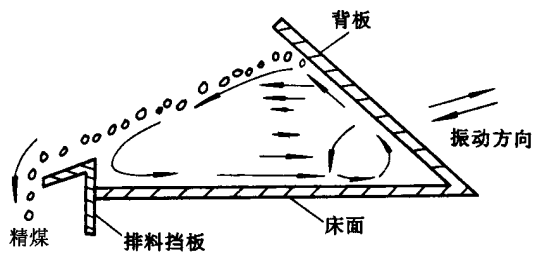


图 4－4－69　分选物料的螺旋运动

由于物料床层厚度不同，靠近排料边薄，混入表层的矸石能在接近排料边处迅速落到床面而被输送向背板，只有表层密度最低的轻物料才能越过挡

板排出。在整个分选过程中，由于床面宽度减缩，物料从给料端到矸石端形成直径递减的螺旋运动，每一个循环周期都分离出部分表层较轻的煤，直至最后排出矸石。

(2)离析作用及风力作用相互补充

复合式干选机床面上物料的松散与分层是由机械振动和上升气流的悬浮作用而实现的。松散强度随机械振动强度和底部风速的提高而增加。

根据热力学第二定律，任何体系都倾向于自由能降低。分层前床层的位能高于分层后的位能，只要给以适当的松散条件，重矿物就要进入下层。分层即是通过矿粒的再分布达到位能降低的过程。在无风干式摇床中，不同密度矿粒按位能降低的原理而分层，这样就不可避免地使矿粒形成一种类似筛孔可变的筛子一样，造成离析分层。密度大的矿粒因其重力压强大而力图向下运动，密度小的矿粒则被挤入上层。密度虽小，粒度也小的矿粒也会漏到底层。

为了解决这个问题，在分选床底部加少量风力，一方面加强矿粒群的松散，另一方面加强分层，使粒度小而轻的煤粒被风力推向表层。由于综合作用的结果，使分选过程趋于完善，使矿粒实现按密度分层(见图 4－4－70)。

(3)自生介质的分选作用

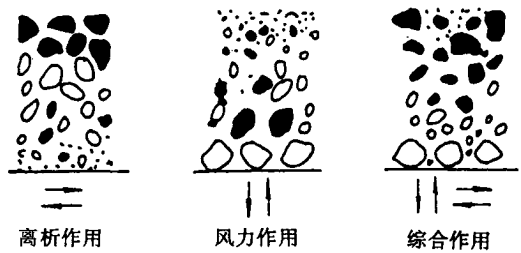


图 4－4－70　矿粒分层作用图

复合式干法分选机的入料粒度范围是 0～80mm，而传统风选的入料粒度为 25～50mm 或 13～25mm。复合式干法分选机的入料粒度级别宽，反而分选效果好，其主要原因就是细粒物料和空气组成了气—固两相混合介质，在分选床层中形成一种具有一定密度、相对稳定的气—固悬浮体。

在复合式干法分选机靠近给料端的第一风室上的床层中，含有大量细粒

物料。在操作中使该室风量减小,以充分利用自生介质的分选作用。

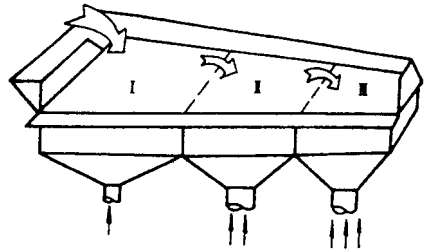


图 4－4－71　复合式干选机的各段不同分选作用

Ⅰ－自生介质分选区;Ⅱ－离析介质分选区;

Ⅲ－风力净化区

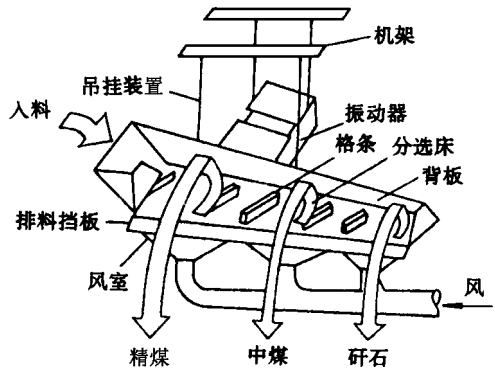


图 4－4－72　复合式干法分选机示意图

(4)颗粒相互作用的浮力效应

将复合式干法分选机按风室顺序将相对应的床面分为三段。在入选不分级煤时,靠近入料端第一床面上的物料受自生介质分选作用较强。分选结果 80%以上 0～6mm 的粉煤随大粒度精煤排出,其余物料进入第二、三段。由于含细粉煤量已很少,主要分选作用已不是自生介质分选,而是颗粒相互作用的浮力效应。矸石、黄铁矿密度大,能沉到床面 煤块则浮于床层表面。此时风力的作用不仅是松散作用,而且需将漏斗下层的煤推向表层,因此风量大于第一段。

综上所述,复合式干法分选机的分选机理是使物料在作螺旋翻转运动的条件下,利用振动和风力作用造成床层松散,在不同区段既有重力(位能)分层作用,也有自生介质分选作用,又有利用了颗粒相互作用的浮力效应,使离

析作用和风力作用有效配合达到综合分选目的。同时在不同区段各分选作用各有所侧重(见图 4－4－71)。

2. 复合式干法分选机的结构及技术特征

①结构——复合式干法分选机由分选床、振动器、风室、机架和吊挂装置组成,如图 4－4－72 所示。

分选床由床面、背板、格条、排料挡板组成。床面下有三个可控制风量的风室,由离心通风机供风,气流通过床面上的风孔向上作用于分选物料。由吊挂装置将分选床、振动器悬挂在机架上,可任意调节分选床的纵向及横向坡度。

②作用原理——入选物料由给料机送到给料口,进入具有一定纵向及横向坡度的分选床,在床面上形成具有一定厚度的物料床层。床层底层物料受振动惯性力作用向背板运动,由背板引导物料向上翻动。密度较低的煤翻动到上层,在重力作用下沿床层表面下滑。由于振动力和连续进入分选床的物料的压力,使不断翻转的物料形成螺旋运动并向矸石端移动。因床面宽度逐渐减缩,密度低的煤从表面下滑,通过排料挡板使最下层煤不断排出,而密度较高的矸石、黄铁矿等则逐渐集中到矸石端排出。床面上均匀分布有若干风孔,使床层充分松散。物料在每一循环运动周期都将受到一次分选作用。经过多次分选后可以得到灰分由低到高的多种产品。

③技术特征－目前复合式干法分选机已有两种型号,其技术特征见表 4－4－17。

表 4－4－17　复合式干法分选机技术特征

项　目		单　位	FGX－1	FGX－3
分选面积		m^3	1	3
入料粒度		mm	80～0	80～0
生产能力		t/h	10	30
入料外在水分		%	＜9	＜9
分选效果	可能偏差 E	g/cm^3	0.23	0.23
	不完善度 I		0.11	0.11
	数量效率	%	＞90	＞90

项　目		单　位	FGX－1	FGX－3
振动器	功率	kW	1.5	3
	振动次数	次/min	960	960
	振幅	mm	4	4
设备重量		kg	2150	3450
外形尺寸		mm	2880×2520×2860	3920×2550×4140

④复合式干法选煤的分选效果及适用范围——近年来用复合式干法分选机对不同煤样进行了干法选煤半工业性试验，又在工业生产中取得了较好的分选效果。图 4－4－73 为朝阳边杖子矿干选系统设备联系图。现列举部分实例于表 4－4－18，主要分选指标列于表 4－4－19。表 4－4－20 是复合式干法分选机与传统风选机和俄罗斯风选机的比较。

4－4－18　复合式干法分选机分选效果

煤　矿	煤　种	入选粒度/mm	原煤灰分/%	精煤		中煤		尾煤	
				产率/%	灰分/%	产率/%	灰分/%	产率/%	灰分/%
辽宁朝阳边杖子矿	长焰煤	6～70	39.91	76.31	29.21	—	—	23.69	73.48
神华集团大柳塔矿	不粘煤	6～50	15.88	92.60	10.59	—	—	7.40	68.39
乌兰木仑矿	不粘煤	0～50	15.30	91.81	8.85	—	—	8.19	84.25
宁夏灵武局灵新矿	不粘煤	6～50	17.96	84.23	7.59	—	—	15.77	73.35
吉林珲春局英安矿	褐　煤	0～50	38.65	74.78	29.84	13.86	45.38	11.36	69.30

表 4－4－19　复合式干法选机主要分选指标

分选指标	大柳塔矿煤样	灵新矿煤样
分选密度 $\delta_p/g\cdot cm^{-3}$	2.12	1.98
可能偏差 $E/g\cdot cm^{-3}$	0.23	0.15
不完善度 I	0.11	0.08
数量效率/%	96.96	96.65
分选粒度下限/mm	3	3

表 4－4－20　干选设备比较表

项　目		复合式干选机	风力选矸机	俄罗斯风选机
型　号		FGX－3	Ⅳ	$C_{Ⅱ}$－112
入料粒度/mm		0～80	25～50　13～25	6～75
处理量	/t·h^{-1}	30	8	120
	/t·(m^2·h)$^{-1}$	10	4.2	10
入料外在水分/%		＜9	＜7	＜7
风量/m^3·(m^2·h)$^{-1}$		5700	15625	11500
风压/Pa		6100	3000	6280
分选效率 E		0.23		0.25
数量效率/%		＞90	80(选矸率)	
产品种类		多产品	二产品	多产品
分选面积/m^2		3	1.92	12
设备重量/t		3.5		24.6

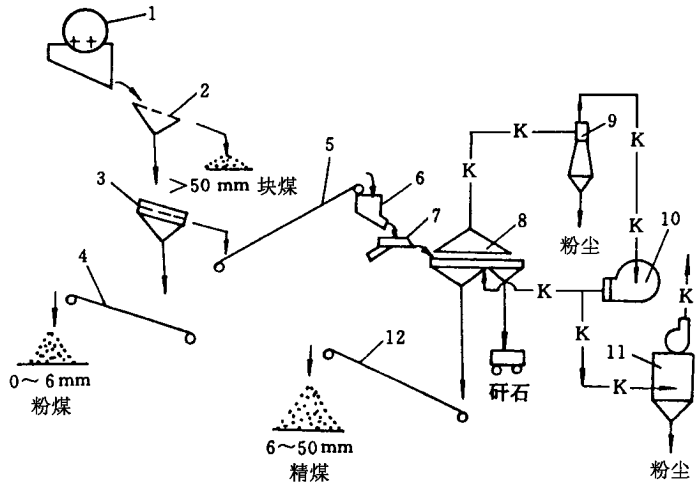


图 4－4－73　边杖子矿干选系统设备联系图

1－翻笼；2－固定筛；3－振动筛；4－粉煤胶带运输机；5－干法入料胶带输送机；
6－缓冲仓；7－电磁振动给煤机；8－复合式干选机；9－扩散式旋风除尘器，
10－高压离心通风机；11－扁布袋除尘器；12－精煤胶带输送机

复合式干法选煤与传统风选最大区别是：

采用自生介质(粉煤)作气－固两相混合介质，而不是单以空气作介质，

因此入选物料粒度范围很宽，可达 0～80mm。

采用机械振动使物料作螺旋运动，即使无风也能分选。传统风选则以风力作为主要分选条件。

只利用风力松散床层并与细物料组成混合介质，不需要将物料吹离床层表面，所需风量仅为传统风选的 1/3 以下。

充分利用床层中颗粒相互作用产生的浮力效应。越靠近矸石端，床层密度越大，因此可得到粒度级别宽、纯度高的矸石产品。

第五章　磁电选矿新技术新工艺

第一节　磁选基本原理

一、概述

(一)磁选的应用领域

磁选是在不均匀磁场中利用矿物之间的磁性差异而使不同矿物实现分离的一种选矿方法。磁选既简单又方便,不会产生额外污染。磁选法广泛地应用于黑色金属矿石的分选、有色和稀有金属矿石的精选、重介质选矿中磁性介质的回收和净化、非金属矿中含铁杂质的脱除、来矿中铁物的排除以及垃圾与污水处理等方面。

磁选是处理铁矿石的主要选矿方法。我国铁矿石资源丰富,目前保有的探明储量已达 500 亿 t,居世界前列,但贫矿占 90% 左右,富矿仅占 10% 左右,而富矿中又有 5% 左右因含有有害杂质不能直接冶炼,因此铁矿石中有 90% 以上需要选矿。世界上其他国家的情况大体如此。铁矿石经选矿后,提高了品位,降低了二氧化硅和有害杂质含量,有益于冶炼过程。根据我国的实践,铁精矿品位每提高 1%,高炉利用系数可增加 2% ~ 3%,焦炭消耗量可降低 1.5%,石灰石消耗量可减少 2%。

许多有色金属和稀有金属矿物具有不同的磁性。当用重选和浮选不能得到最终精矿时,可用磁选结合其他方法进行分选。例如,用重选得到的黑钨粗精矿中,含有一定量的锡石,利用黑钨矿具有弱磁性而锡石无磁性这一

特点采用磁选法进行处理后，可得到合格的钨精矿。

在重介质选煤或选矿时，多采用磁铁矿粉或硅铁作为加重质，由于作为重介质的悬浮液要循环使用，需要用磁选法回收和净化加重质。

非金属原料中一般都含有有害的铁杂质，磁选就成为非金属选矿中重要的作业之一。例如，当高岭土中含铁高时，高岭土的白度、耐火度和绝缘性都降低，严重影响制品质量。一般地，铁杂质除去 1% ~ 2%，白度可提高 2 ~ 4 个单位。现有的最有效的高岭土除铁方法是高梯度磁选。

蓝晶石、红电气石、长石、石英及霞石、闪长岩的分选，很早就使用了干式磁选。

进入选矿厂或选煤厂的原矿中常混有开采时带入的铁器，为保护破碎机等设备，需要在大块物料破碎前用磁选法除铁。

随着人类环境保护意识的提高和资源再生的需要，磁选法被广泛用于钢渣及废金属的回收与分离以及污水处理等过程中。医学上还用磁选法来分离血液中的红细胞等。

(二)磁选发展简况

中国是最早发现磁现象的国家，在公元前一千多年就利用磁石的极性发明了指南针。在 17 ~ 18 世纪人们就开始了用手提永久磁铁从锡石和其他稀有金属精矿中除铁的初次尝试。工业上开始用磁选法分选矿石是在 19 世纪末，1890 年瑞典出现了湿式筒式磁选机，它是现代磁选机的原型。到 1955 年，几乎所有磁选机都是电磁的。

1955 年以后，随着永磁材料的研究和应用，磁选机的磁系材料开始采用铝镍钴合金，以后又逐渐应用铁氧体，使得弱磁场磁选机实现了永磁化、系列化、大型化。近年来，又研制出了高性能的稀土永磁体，用该种磁铁制成的磁选设备表面磁场强度高，磁场梯度大，分选粒度范围宽，处理能力大，使弱磁场磁选机的分选效率更高。

19 世纪末，为了磁选弱磁性矿物，美国研制出闭合型电磁系强磁场带式磁选机。以后前苏联和其他国家又研制出强磁场盘式、辊式和鼓式磁选机。但它们的分选空间小，处理能力低，生产成本高。20 世纪 60 年代，琼斯型强磁选机首先在英国问世，它处理能力大，是强磁场磁选机的一个重要突破。

高梯度磁选机是20世纪70年代发展起来的一项磁选工艺，它能有效回收磁性很弱、粒度很细的磁性矿粒，为解决品位低、粒度细、磁性弱的氧化铁矿石的分选开辟了新途径。近年来，将高梯度技术和超导技术结合起来，又研制发展出高梯度超导磁选机。

超导技术是当代非常活跃的一个研究领域。我国从20世纪70年代就开始研究超导磁选机。这种磁选机采用超导电材料作线圈，在极低的温度（绝对零度附近）下工作。线圈通人电流后可在较大的分选空间内产生1600kA/m以上的强磁场，并且线圈几乎不消耗电能，磁场长时间内不衰减。目前，超导磁选已逐渐从实验室走进了工业生产中，德国洪堡尔特公司DESCOS超导筒式磁选机、英国CCL的CRYOFOS磁选机、美国的Eriezr4″磁选机、捷克的VUCHPT介质型往复式磁选机、英国IO的小型介质型超导磁选机等已在实际生产中得以应用。

磁流体分选作为磁选的一门新兴学科，其分选理论、磁流体的制备及分选设备尚在不断完善阶段。磁流体分选是以特殊的流体如顺磁性液体、铁磁性悬浮液和电解质溶液作为分选介质，利用流体在磁场或磁场和电场的联合作用下产生的‘加重’作用，按矿物之间的磁性和密度的差异或磁性、导电性和密度的差异，而使不同矿物实现分选的一种新的分选方法。可以分为磁流体静力分选和磁流体动力分选。磁流体分选工艺能否得到广泛的工业应用取决于廉价磁流体的制备，水基铁磁流体有望成为有效且价廉的磁流体。

除了提高磁选机性能来达到磁分选目的外，还可加入磁性相到矿浆中，通过目的颗粒和磁性颗粒选择性的吸附来提高目的矿物的磁性，这就是载体磁选工艺。磁选载体可以是较大的磁性颗粒，也可以是细颗粒磁种或磁矩较大的离子如镧、铒等。载体磁选技术可用于细粒浸染矿物细磨后的分选、废水中悬浮粒子的脱除等过程。

用综合力场分选近年来发展较快，通过各种力场的叠加，就可以改善分选体系的竞争力，从而改善分选设备的性能。主要有以下几种力场组合：振动力场与磁选结合、离心力场与磁选结合、重力与磁选结合、浮选与磁选结合等。

二、磁选原理

(一)磁学基础

磁场是物质的特殊状态,并显示在载电导体或磁极的周围。描述磁场大小和方向的物理量有磁感应强度 B 和磁场强度 H。在国际单位制中,磁感应强度 B 的单位为特斯拉(Tesla),记为 T,量纲为 $\mathrm{I^{-1}MT^{-2}}$。有时用高斯这一单位,1T = 10000 高斯。磁场强度 H 的国际单位为安培每米(A/m),量纲为 $\mathrm{IL^{-1}}$。磁感应强度与磁场强度间存在如下关系:

$$B = \mu H \tag{4-5-1}$$

式中,μ 称为物质的磁导率。

当磁介质被置于磁场中时,由于磁场的作用而磁化,从而在介质内产生磁矩。单位体积内的磁矩称为磁化强度,磁化强度是表征磁介质磁化程度的物理量。在一般情况下,磁介质中某点的磁化强度 M 与该点的磁感应强度成正比,在国际单位制中表示为:

$$M = \kappa B/\mu = \kappa H \tag{4-5-2}$$

式中,k 称为物质的体积磁化率,无因次。

在磁介质中,磁场中任意点处的磁感应强度,除了原磁场外,还应包括磁介质磁化后产生的附加磁场。因此,在有磁介质的磁场中,任一点的磁感应强度 B、磁场强度 H、磁化强度 M 之间存在如下关系:

$$B = \mu(H = M) \tag{4-5-3}$$

比较式(4-5-1)、(4-5-2)和(4-5-3)可知

$$\mu = \mu_0(1 + \kappa)$$

令 $\mu = 1 + \kappa$,称 μ 为磁介质的相对磁导率。

k 只与磁介质的性质有关。它是表示物质被磁化难易程度的量,κ 值愈大,表明该物质愈容易被磁化。对大多数物质,κ 是常数,强磁性物质的 κ 不是常数。

物质的体积磁化率与其本身密度的比值,称为物质的质量磁化率,或物质的比磁化率(系数),即

$$X = \kappa/\delta(\mathrm{m^3/kg}) \tag{4-5-4}$$

(二)磁选基本条件

磁选是在磁选设备所提供的非均匀磁场中进行的。被磁选矿石进入磁选设备的分选空间后,受到磁力和机械力(包括重力、离心力、流体阻力等)的共同作用,沿着不同的路径运动,对矿浆分别截取,就可得到不同的产品,如图 4 – 5 – 1 所示。

因此,对较强磁性和较弱磁性颗粒在磁选机中成功分选的必要条件是:作用在较强磁性矿石上的磁力 F_1 必须大于所有与磁力方向相反的机械力的合力,同时,作用在较弱磁性颗粒上的磁力 F_2 须小于相应机械力之和。即

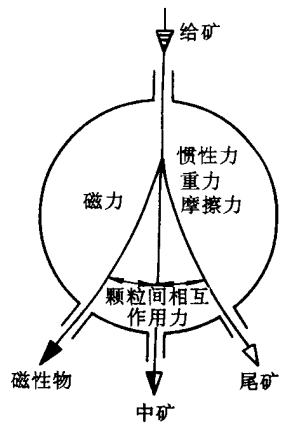


图 4 – 5 – 1　磁选过程模拟图

$$F_1 > F_{机1}$$

$$F_2 < F_{机2}$$

这一公式说明,磁选的实质是利用磁力和机械力对不同磁性颗粒的不同作用而实现的。进入磁选机的矿石将被分成两种或多种产品,在实际分选中,磁性矿石、非磁性矿石不可能完全进入相应的磁性产品、非磁性产品和中矿中,而是呈一定的随机性。因此,磁选过程的效果可用回收率、品位、磁性产品中磁性物质与给矿中磁性物质之比和磁性产品中磁性物质的含量来表示。

(三)磁力

磁场有均匀磁场和非均匀磁场之分。磁场的均匀性可用磁场梯度来表

示，即 $\mathrm{grad}H$ 或 $\mathrm{grad}B$

作用在磁选机磁场中磁性颗粒上的磁力，可由它在磁化时所获得的位能来确定，其位能可用下式求出：

$$U = -\int_v \frac{\mu_0 \kappa H^2}{2} \mathrm{d}V \qquad (4-5-5)$$

式中　U——被磁化颗粒的位能；

μ_0——真空磁导率；

κ——颗粒的体积磁化率；

$\mathrm{d}V$——颗粒的体积元；

H——外磁场强度。

根据力学定律，作用在颗粒上的磁力可用颗粒位能的负梯度值来表示，即

$$F_{磁} = -\mathrm{grad}U = \mathrm{grad}\int_v \frac{\mu_0 \kappa H^2}{2} \mathrm{d}V$$

当颗粒粒度不大时，可假定颗粒的体积磁化率在所占的体积范围内是个常数，其所占的体积内 $H\mathrm{grad}H$ 也近似为常数测磁力 $F_{磁}$ 为：

$$F_{磁} = \mu_o \kappa V H \mathrm{grad}H$$

式中　V——颗粒体积。

在磁选研究中常用比磁力的概念，它是作用在单位质量颗粒上的磁力。运用比磁力的概念可消除矿物颗粒中实际存在的空隙对磁力计算的影响。

$$f_{磁} = F_{磁}/m = \frac{\mu_0 \kappa V H \mathrm{grad}H}{\delta V} = \mu_o X V H \mathrm{grad}H \qquad (4-5-6)$$

式中　m——颗粒的质量，kg；

δ——颗粒的密度，$\mathrm{kg/m^3}$

X——颗粒的比磁化率，$\mathrm{m^3/kg}$。

$H\mathrm{grad}H$ 称为磁场力，单位为 $\mathrm{A^2/m^3}$。它在数值上相当于 $\mu_0 \mathrm{X} = 1\mathrm{Hm^2/kg}$ 时的比磁力。磁场力的定义表明，磁选时，仅仅只有一个适宜的磁场强度是不够的，这个磁场还必须有一定的磁场梯度。这就是在前面强调的磁选是在一个非均匀的磁场中进行的原因。

磁力或比磁力公式均表明，作用在磁选颗粒上的磁力决定于颗粒的磁性和磁选设备的磁场力 $H\mathrm{grad}H$。无论是提高磁场力或提高颗粒的比磁化率，都可以提高颗粒所受的磁力。因此，提高磁力公式中的任何一项，都可以达到磁分选的目的。在公式推导时，假设颗粒所占体积内磁场力 $H\mathrm{grad}H$ 近似为常数。这一假定只有当颗粒粒度很小时才成立，当颗粒粒度较大时，该假定就会引起很大的误差。因此，对大颗粒所受的磁力，应用积分的方法来计算，但颗粒形状是不规则的，所以积分计算很难做到。经验法可以作参考。

当强磁性矿粒紧贴或靠近磁系时，会增加磁极间气隙的磁导，使磁场发生很大畸变，致使磁场强度和磁场梯度有所提高，矿粒实际所受的磁力大于公式计算值。此时，需在公式中引入一个修正系数，该系数考虑了矿粒的平均直径与磁系极距的比值。修正系数见表 4－5－1。

表 4－5－1　磁力计算修正系数

矿粒平均直径 d/极距 l	<0.05	0.05～0.2	>0.2
修正系数	1.1	1.5	2～2.5

磁性矿粒与非磁性矿粒分离的必要条件是作用在矿粒上的磁力大于机械力的合力，但区分和计算所有的机械力是很困难的，机械力多是根据磁选机的类型并结合经验估算的。

三、矿物的磁性

(一)物质的磁性

磁性可看成是物质内带电粒子运动的结果，是物质的基本属性之一。自然界中各种物质都具有不同程度的磁性，大多数物质的磁性都很弱，只有少数物质才有较强的磁性。就磁性来讲，物质可分为三类：顺磁性物质、逆磁性物质和铁磁性物质。

顺磁性物质在磁化场中呈现微弱的磁性，磁化后产生的附加磁场与磁化场方向相同。属于顺磁性的物质很多，有 Na、K、Cr、Mn 以及许多稀土金属、铁族元素的盐类等。

逆磁性物质在磁化场中呈现微弱的磁性，磁化后产生的附加磁场与磁化场的方向相反。但只有在磁化场不存在、原子本身磁矩等于 0 时才显出逆磁

性。在其余条件下逆磁性则被顺磁性和铁磁性效应所掩盖。属于逆磁性的物质较多，有金属Cu、Zn、Ag、Sb等，非金属Si、P、S等，惰性气体及许多有机化合物等。

铁磁性物质磁化后在磁化场中能产生很强的而且与磁化场方向相同的附加磁场，呈现很强的磁性。铁磁性是由于分布在物质晶格结点上的大量顺磁性原子交换作用的结果，使原子磁矩平行排列。

此外，还存在反铁磁性物质和亚铁磁性物质。反铁磁性物质的原子磁矩反向平行排列，正好相互抵消。亚铁磁性物质是离子磁矩反向平行排列，但由于离子磁矩不相等，所以不能完全抵消，还剩余一部分。铁磁性物质、亚铁磁性物质和反铁磁性物质在一定温度以上表现为顺磁性。这个温度成为涅耳温度。由于反铁磁性物质的涅耳温度很低，所以在常温下可把反铁磁性物质列入顺磁性物质一类。亚铁磁性物质的宏观磁性大体上与铁磁性物质相类似，从应用角度把它们列入铁磁性物质之中。

典型的顺磁性、逆磁性、铁磁性物质的磁化强度和磁场强度间的关系，如图 4－5－2 所示。

顺磁性物质的上述关系是斜率为正的直线关系；逆磁性物质为负斜率直线关系；铁磁性物质为一渐近曲线，随磁场强度增大，物质磁化强度开始变化很快，然后趋于平缓，最后达到饱和。值得注意的是，当磁场强度相当小的时候，磁化强度就趋于饱和值了。

（二）磁选中矿物磁性的分类

磁选中矿物磁性的分类不同于物质磁性的物理分类，通常，按比磁化率大小把所有矿物分成强磁性矿物、弱磁性矿物和非磁性矿物。

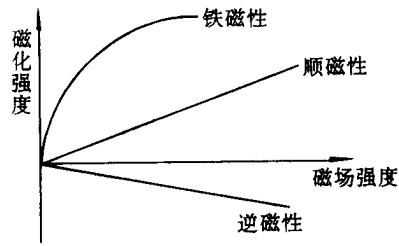


图 4－5－2　物质的磁化强度和磁场强度间的关系

强磁性矿物物质比磁化率 $X > 4.0 \times 10^{-5}\,m^3/kg$，在磁场强度达 80～136kA/m 的弱磁场磁选机中可以回收。这类矿物主要有磁铁矿、磁赤铁矿、钛磁铁矿、磁黄铁矿和锌铁尖晶石等，这类矿物大多属于亚铁磁性物质。

弱磁性矿物物质比磁化率 $X = 1.26 \times 10^{-7} \sim 7.5 \times 10^{-6}\,m^3/kg$，在磁场强度 $H = 480 \sim 1840kA/m$ 的磁选机中可以选出。该类矿物较多，如大多数铁锰矿物：赤铁矿、镜铁矿、菱铁矿、根铁矿、水锰矿、硬锰矿、软锰矿和菱锰矿等；一些含钛、铬、钨的矿物：钛铁矿、金红石、铬铁矿、黑钨矿等；一些造岩矿物：黑云母、角门石、绿泥石、绿帘石、榴石、橄榄石、辉石等。这类矿石多属于顺磁性物质，也有一些属于反铁磁性物质。

非磁性矿物物质比磁化率 $X < 1.26 \times 10^{-7}\,m^3/kg$，是目前无法用磁选法回收的矿物。这类矿物很多，如部分金属矿物：辉钼矿、闪锌矿、方铅矿、辉锑矿、白钨矿、锡石、红砷镍矿、金等；大部分非金属矿物：煤、自然硫、金刚石、高岭土、石膏、萤石等；大部分造岩矿物：石英、长石、方解石等。这类矿物有的属于顺磁性物质，也有的属于逆磁性物质，如方铅矿、金、辉锑矿和自然硫等。

应当指出，上述分类是建立在当今磁选技术水平上的，各国的具体分类指标也有一定的出入，尤其是弱磁性矿物和非磁性矿物的界限，该界限会随着磁选技术的发展，磁选机磁场力的提高而逐渐淡化，所以这仅仅是一种大致的分类。另外，矿物的磁性还受粒度、形状的影，因此，对具体矿物，还需通过实际测定，才可准确得知它的磁性大小。

（三）强磁性矿物的磁性及其影响因素

磁铁矿、磁赤铁矿、钛磁铁矿、磁黄铁矿等强磁性矿物，它们的磁性具有共同的特性。磁铁矿是典型的强磁性矿物，又是磁选所处理的主要矿石。

磁铁矿属于亚铁磁性物质，是典型的铁氧体。铁氧体的晶体结构主要有三种：尖晶石型、磁铅石型和石榴石型。尖晶石型铁氧体的化学分子式为 XFe_2O_4，其中，X 代表二价金属离子，常见的有 Fe^{2+}、Ca^{2+}、Mg^{2+}、Zn^{2+}、Cd^{2+}、Mn^{2+} 等，磁铁矿的分子式为 Fe_3O_4，还可写成 $Fe^{2+}\,Fe_2O_4$，它是属于尖晶石型的铁氧体。

磁铁矿的磁性特点有：

①磁铁矿的磁性不是来自原子磁矩的转动，而是来自磁畴转动，而且磁

畴壁的移动起主要作用。因此，磁铁矿的磁化强度和磁化率很大，存在磁饱和现象，且在较低的磁场强度下就可以达到饱和。

②磁铁矿的磁化强度、磁化率和磁场强度间具有曲线关系，磁化率不是常数，而是随磁场强度变化而变化。磁铁矿的磁化强度除与矿石性质有关外，还与磁场强度变化历程有关。

③磁铁矿存在磁滞现象，当它离开磁化场后，仍保留一定的剩磁。

④磁铁矿的磁性与矿石的形状和粒度有关。

1.磁铁矿的磁化过程

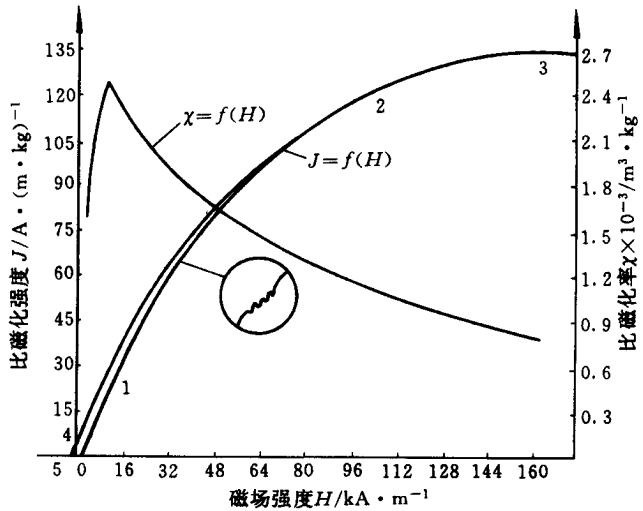


图 4－5－3　磁铁矿的比磁化强度、比磁化率与磁场强度的关系

图 4－5－3 是我国某矿山磁铁矿的比磁化强度、比磁化率与磁场强度间的关系，从磁化曲线 $J=f(H)$ 看，当磁场强度 $H=0$ 时，磁铁矿的比磁化强度 $J=0$。随着磁场强度的提高，磁铁矿的比磁化强度 J 开始缓慢增加（0～1 段），随后迅速增加（1～2 段），接着又缓慢增加（2～3 段），达到某一特定的值后不再变化，这一特定的点（3）称为磁饱和点，用 tJt_{max} 表示［$J_{max}=135A/(m\cdot kg)$］。再降低磁场强度 H，比磁化强度 J 随之减小，但并不是沿原来的曲线（0～1～2～3），而是沿高于原来的曲线（3～4）下降。当磁场强度降为 0 时，比磁化强度 J 并没有降到 0，而是保留一定的数值，这一数值称为剩磁，用 J_r 表示［约 $5A/(m\cdot kg)$］。这种现象称为磁滞现象。如要消除剩磁 J_r，需要对磁

铁矿施加一个反方向的退磁场。随着退磁场逐渐增大，比磁化强度 J 沿着曲线(4～5)下降，直到 $J=0$。消除剩磁 J_r 所施加的退磁场强度称为矫顽力，用 H_c 表示($H_c=1.7\text{kA/m}$)

从比磁化率曲线 $X=f(H)$看出，磁铁矿的比磁化率不是一个常数，而是随磁场强度 H 变化而变化。开始时，随磁场强度增加比磁化率迅速增大，在磁场强度约为 8k/m 时达到最大，$2.5\times10^{-3}\text{m}^3/\text{kg}$。之后，再增加磁场强度 H，比磁化率下降。不同的矿物，比磁化率不同，达到最大值所需的磁场强度也不同，它们所具有的剩磁和矫顽力也不同。即使是同一种矿物，如磁铁矿，由于晶格构造、晶格缺陷、类质同象等生成特性的不同，它们的比磁化率、剩磁、矫顽力也不同。

2.磁铁矿的磁化本质

磁铁矿的磁化本质，可以用磁畴理论解释。

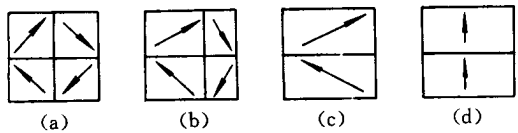


图 4－5－4　磁场作用下磁畴的运动情况

磁铁矿属于亚铁磁性物质，内部存在许多磁畴，相邻磁畴间由磁畴壁分开。在外加磁场强度 $H=0$ 时，各磁畴无规则排列〔图 4－5－4(a)〕，总磁矩为 0，此时比磁化强度 $J=0$，矿物不显示磁性(图 4－5－3 的 0 点)。当有较小的磁场作用时，自发磁化方向与外加磁场方向相近的磁畴因磁场作用而扩大，自发磁化方向与外加磁场方向相差很大的磁畴则缩小[图 4－5－4(b)]，这一过程是通过磁畴壁的移动而实现的，这时矿物的总磁矩不等于 0，$J\neq0$，矿物开始显示磁性，J 缓慢增加，X 迅速增大(相当于图 4－5－3 中的 0～1 段)。当磁场强度增加到一定值时，磁畴壁以相当快的速度跳跃式移动，直到自发磁化方向与磁场方向相差很大的磁畴被吞并，产生一个突变〔图 4－5－4(c)，相当于图 4－5－3 中的 1～2 段)，J 增加很快，X 从迅速增加经过一个最大值而下降，开始下降快，随后下降缓慢。在这个阶段，J 的增加是由许多跳跃式的突变组成的，是不连续的，因此它是一个不可逆的过程。再增加磁场强度，磁畴方向逐渐转向磁场方向，直到所有磁畴的方向都与磁场方向相

同为止〔图 3 – 14(d)〕。这时磁化达到饱和，J 达到最大值(相当于图 4 – 5 – 3 中的 2 ~ 3 段)。降低磁场强度时，由于磁畴壁的不可逆跳跃移动以及在它内部有杂质和组成不均匀性的存在等对磁畴壁移动产生阻挠，磁畴壁不能恢复到原来的位置，因而产生了磁滞现象。

从磁畴在磁化过程中的变化规律看，在磁化前期，以磁畴壁移动为主，后期以磁畴转动为主。磁畴壁移动所需的能量较小，磁畴转动所需的能量较大。

3.颗粒性质对磁性的影响

除了磁场强度对矿物磁性的影响外，颗粒的形状、颗粒的粒度、强磁性矿物的含量和矿物的氧化程度等对磁性也有影响。

(1)颗粒形状的影响

图 4 – 5 – 5 表征的是组成相同、含量相同而形状不同的磁铁矿的比磁化强度、比磁化率与磁场强度的关系。

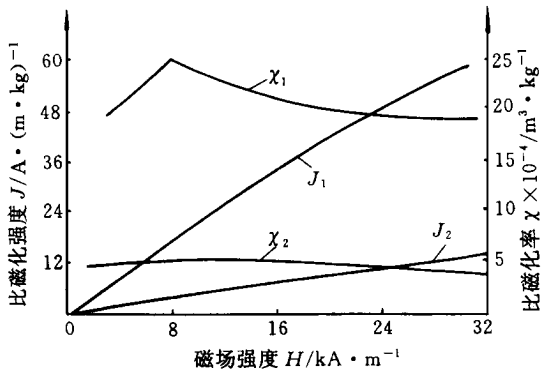


图 4 – 5 – 5　不同形状矿粒的比磁化强度、比磁化率与磁场强度的关系

J_1，$X1$——长条形；J_2，X_2——球形

从图 4 – 5 – 5 看出，不同形状的矿粒，在相同的磁场中被磁化时显示的磁性不同。长条形矿粒的比磁化强度和比磁化率都比球形矿粒的大。表 4 – 5 – 2 则提供了组成相同、含量相同的圆柱形磁铁矿在同一磁场强度作用下比磁化强度和比磁化率与其长度的关系：长度越大的矿粒，比磁化强度和比磁化率也越大。由此可见，矿粒访形状或相对尺寸对矿粒的磁性有一定的影响，这种影响与矿粒在磁化时本身产生的退磁场有密切关系。

表 4－5－2　磁铁矿的比磁化强度、比磁化率与其长度的关系

样品长度/cm	2	4	6	8	28
比磁化强度/A·(m·kg)$^{-1}$	32.1	55.0	59.9	63.9	96.4
比磁化率/m^3·kg^{-1}	40.1	68.8	74.9	79.9	120.6

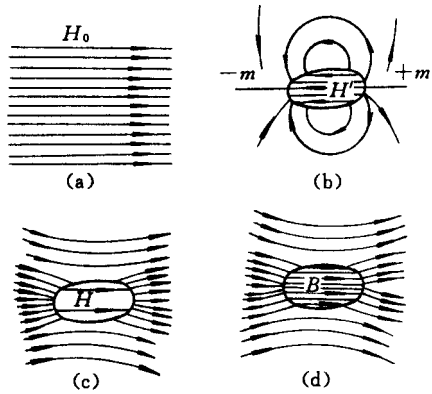


图 4－5－6　椭圆形磁铁矿石在磁场中磁化的示意图

(a)均匀磁化场；(b)退磁场；(c)总磁场；(d)磁感矢量场

如图 4－5－6 所示，将一个形状为椭圆形的磁铁矿石放入磁场强度为 H_0 的均匀磁场中，则在磁铁矿石两端产生感应磁极，这个感应磁极与外加磁场方向相反，由于它的出现，便削弱了矿粒内部的磁场强度。称这个感应磁场为退磁场，退磁场强度以 $H_{退}$ 表示。因此，实际作用在矿粒上的有效磁场强度 $H_{有效}$ 为：

$$H_{有效} = H_0 - H_{退} \tag{4－5－7}$$

假定矿粒被均匀地磁化，经研究表明：矿粒本身所产生的退磁场强度 $H_{退}$ 与矿粒在磁场中被磁化时的磁化强度 M 成正比，即

$$H_{退} = NM \tag{4－5－8}$$

式中，N 是和矿粒形状有关的比例系数，称为退磁因子或退磁系数。

矿粒与磁场方向一致的物体长度为 l，垂直于磁场方向的物体断面积为 S，则矿粒的尺寸比 m 用 $l/\sqrt{S}$ 表示。不同形状的矿粒，N 值不同。表 4－5－3 是不同形状物体的退磁系数值。

表 4－5－3　椭圆体、圆柱体和棱柱体的退磁因子

尺寸比 $m=l/\sqrt{S}$	退磁因子 N				
	椭圆体	圆柱体	棱柱体		
			1∶	1∶2	1∶4
10	0.020	0.018	0.018	0.017	0.016
8	0.033	0.024	0.023	0.023	0.022
6	0.051	0.037	0.036	0.034	0.032
4	0.086	0.063	0.060	0.057	0.054
3	0.104	0.086	0.083	0.080	0.075
2	0.174	0.127			
1	0.334	0.279			

从表 4－5－3 知，随尺寸比 m 增加，退磁因子逐渐减小。当尺寸比 m 很小时，物体的几何形状对退磁因子影响很大，而当尺寸比 m 大于 10 时，物体的几何形状对退磁因子的影响已基本没有。尺寸比小，导致矿粒内的退磁场强度增大，使实际作用在矿粒内的磁场强度减小，客观上造成了矿粒比磁化强度和比磁化率的减小。而尺寸比达 10 以上时，矿粒的退磁因子已很小，此时矿粒内部的退磁场强度便可忽略不计，可近似认为矿粒内部的磁场强度就是外磁场的强度。在 SI 单位制中，$0<N<1$。

实际上矿粒的形状是不规则的，并且磁选机中的磁场也是不均匀的，矿粒受不均匀磁场磁化的情况不同于均匀磁场，因此，表中所列数据只能用来近似确定矿粒的退磁因子 N。实际中矿粒或矿块，一般都是某一方向稍长些，它们的尺寸比 m 近似等于 2，退磁因子平均可取为 0.16。

实际作用在矿粒上的磁场强度不是外加磁场强度而是外加磁场强度减去退磁场强度后的有效磁场强度。对应于外加磁场强度和有效磁场强度，体积磁化率和比磁化率分成物体和物质两大类。用外加磁场强度求出的没有考虑形状尺寸的影响，随矿粒形状尺寸而变化的，称为物体体积磁化率或比磁化率，用有效磁场强度求出的消除了形状尺寸的影响，在同等大小的磁场中磁化时，会得到相同的数值，称为物质体积磁化率或比磁化率。

但是有效磁场强度不易知道，一般在进行矿物磁化率测定时都将矿物样

品制成长棒形，并使尺寸比很大，以消除退磁因子和退磁场的影响，这样，作用在矿物上的总磁场 H 就与外加磁场 $H_{\text{。}}$ 基本相同，此时用外加磁场测得的体积磁化率或比磁化率就可认为是物质体积磁化率或比磁化率。

知道了矿物的物质体积磁化率或比磁化率，不同形状或尺寸比的矿物的物体体积磁化率或比磁化率就可计算出来，即

$$\kappa_0 = \frac{M}{H_0} = \frac{M}{H_{\text{有效}} + H_{\text{退}}} = \frac{\kappa H_{\text{有效}}}{H_{\text{有效}} + N\kappa H_{\text{有效}}} = \frac{\kappa}{1 + N\kappa} \qquad (4-5-9)$$

$$\chi_0 = \frac{\kappa_0}{\delta} = \frac{\chi}{1 + N\delta\chi} \qquad (4-5-10)$$

物体体积磁化率或比磁化率与物质体积磁化率或比磁化率间的关系为一条过 0 点、极限值为 $1/N$ 或 $1/N\delta$ 的曲线：

对 $\kappa \ll 1$ 的弱磁性矿物，$\kappa_0 = \kappa$　　$\chi_0 = X$

对 $\kappa \gg 1$ 的强磁性矿物，$\kappa_0 = 1/N$　　$\chi_0 = 1/N\delta$

(2)颗粒粒度的影响

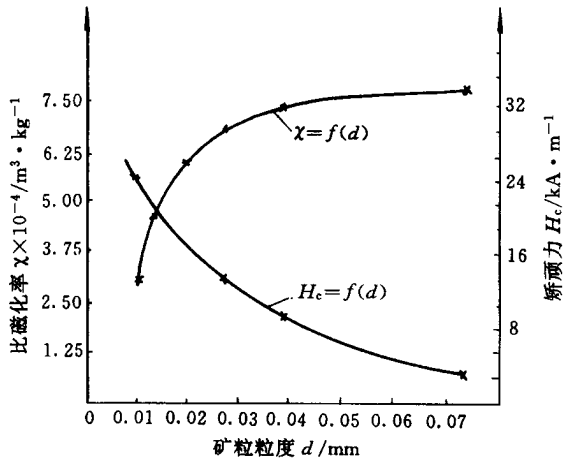


图 4－5－7　磁铁矿的比磁化率、矫顽力与其粒度的关系($H = 160$kA/m)

图 4－5－7 显示的是磁铁矿的比磁化率、矫顽力与其粒度的关系。从图中看出，强磁性矿粒粒度的大小，对矿粒的磁性有显著影响。随粒度的减小，矿粒的比磁化率也随之变小，矫顽力随之增大。即矿粒粒度越小，则越不易磁化，磁化后又不易退磁，尤其是当粒度小于 20～30μm 时。

上述关系可用磁畴理论来解释。研究认为，大粒度矿粒的磁性是由磁畴壁的移动和磁畴转动产生的，其中以磁畴壁移动为主。随着粒度减小，每一个矿粒中包含的磁畴数减少，磁化时，磁畴壁的移动相对减少，磁畴转动逐渐起主导作用。当粒度减少到单磁畴状态时，就没有磁畴壁移动了，此时矿粒的磁性完全由磁畴转动产生。磁畴转动所需的能量比磁畴壁移动要大的多，所以，随着粒度的减小，磁铁矿的比磁化率减小，矫顽力增加。

矿石粒度愈细，其磁性愈弱，磁选时就越容易造成损失，所以磨矿时不能过磨。只要目的矿物单体解高就行。但另一方面，粒度细，矫顽力大，使得细粒矿石较牢固地结成磁团或磁链，而磁链要比单个矿粒大得多，其整体磁性也变大，分选过程中，细粒损失相应减小。

磁铁矿在磁选时，很少以单个矿粒出现，绝大多数呈磁团或磁链状态存在。磁团聚现象的存在，可以减少金属流失。但磁团聚会使一部分脉石包裹在磁团或磁链中，从而造成对磁性精矿的污染。另外，当采用阶段磨矿阶段分选的工艺流程时，有些磁团或磁链会作为沉砂去再磨；也有些磁团或磁链，进人分级机溢流，使分级粒度变粗，这都影响下面磨矿分级作业的工艺效果。因此，在分级作业前，需用脱磁设备对物料脱磁。

(3)矿物氧化程度的影响

磁铁矿在矿床中经长期氧化以后，局部或全部变成假象赤铁矿(结晶外形为磁铁矿，而化学成分已变成赤铁矿了)。随着磁铁矿氧化程度的增加，磁性减弱，比磁化率显著减小。比磁化率的最大值越来越不明显，曲线越来越接近为一条水平线。

对矿石组成比较简单，铁矿石中硅酸铁、硫化铁、铁白云石等含量小于3%，主要的铁矿物又为磁铁矿、赤铁矿和褐铁矿，可采用磁性率法即矿石中FeO含量和全铁(Fe_t)含量的百分比来反映铁矿石的磁性。纯磁铁矿的磁性率一(56 + 16)/(56X3)X100%一42.8%。铁矿石的磁性率低，说明它的氧化程度高，磁性弱。工业上把磁性率 > 37%的铁矿石划为磁铁矿石；把磁性率 = 28% ~ 37%的铁矿石划为半假象赤铁矿石；把磁性率〈28%的铁矿石划为假象赤铁矿石。

对矿石组成复杂，铁矿石中的硅酸铁、硫化铁和铁白云石等含量较多，不

能采用磁性率法反映铁矿石的磁性。例如,某些铁矿石中含有较多的硅酸铁矿物,它的磁性率很高有时甚至大于纯磁铁矿石的磁性率,但实际磁选效果很差;又如铁矿石中含有较多的磁黄铁矿,它的磁性率不高,但实际的磁选效果很好;再如某些铁矿石中的半假象赤铁矿在弱磁选时也可被选出,磁选效果仍较好,所以可将它划属磁铁矿石类型之中。遇到这种情况,最好用矿石中磁性铁 Fe_m 对全铁 Fe_t 的占有率大小来划分铁矿石类型,该比例可简称为磁铁率,划分标准为:$Fe_m/Fe_t > 85\%$ 为磁铁矿石,$Fe_m/Fet = 15\% \sim 85\%$ 为混合矿石,$Fe_m/Fe_t < 15\%$ 为赤铁矿石。

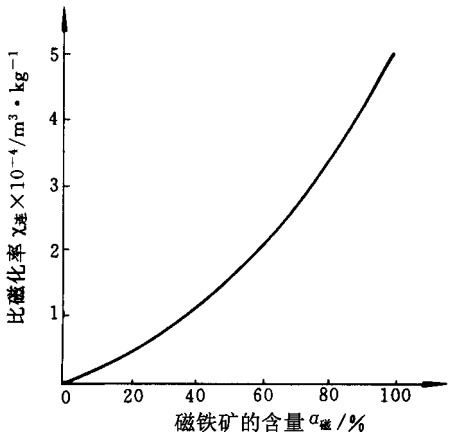


图 4－5－8　磁铁矿连生体的比磁化率与其中磁铁矿含量的关系

(4)强磁性矿物含量的影响

磁铁矿与脉石矿物的连生体,在生产过程中极容易混入磁性精矿中,影响精矿的质量。连生体的磁性与连生体的结构、磁畴强度和分选介质有。

连生体的比磁化系数与其中磁铁矿含量的关系如图 4－5－8 所示。

从图 4－5－8 看出,连生体的比磁化率随磁铁矿含量 $\alpha_{磁}$ 增大而增大。开始时比磁化率增加较缓,当 $\alpha_{磁} > 50\%$ 时,增加较快。当 $\alpha_{磁} = 10\%$ 时,连生体的比磁化率为 $37.5 \times 10^{-6} m^3/kg$;当 $\alpha_{磁} = 50\%$ 时,连生体的比磁化率则为 $185.5 \times 10^{-6} m^3/kg$,可见,强磁性矿物的贫连生体,其比磁化率要比弱磁性脉石矿物的比磁化率大得多,而富连生体的比磁化率则更大。因此,在使用恒定磁场的磁选机分选时,连生体进入磁性精矿的可能性是很大的。分析精矿

组成发现，单体脉石含量很小，而以连生体形式存在的脉石却很多，所以连生体是影响精矿质量的重要因素。

在磁场强度为 60～120kA/m 范围内，连生体的比磁化率 $\chi_{连}$ 可按经验公式计算：

$$\chi_{连}=\left(\frac{\delta_m}{\delta_{连}}\right)\left(\frac{\alpha}{72.4}\right)^2\chi_m \tag{4-5-11}$$

式中 χ_m——磁铁矿比磁化率，m^3/kg；

δ_m 和 $\delta_{连}$——磁铁矿和连生体的密度，kg/m^3；

α——连生体中以磁铁矿形式存在的铁含量；

72.4——纯磁铁矿化学式的铁含量。

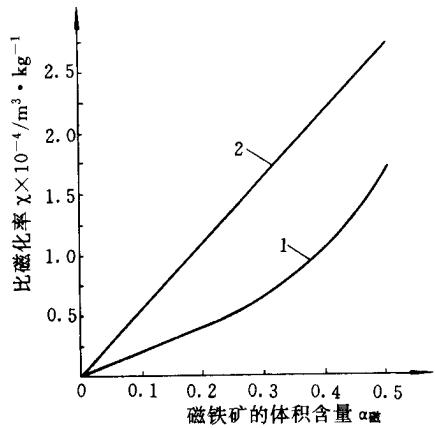


图 4－5－9　磁铁矿和石英混合物的比磁化率与磁铁矿体积含量间的关系

1－磁铁矿和石英的干式混合物；

2－磁铁矿和石英的悬浮液

在磁场强度为 10～20kA/m 范围内，连生体的比磁化率 $\chi_{连}$ 可按经验公式计算；

$$\chi_{连}=[(\alpha_m+=27)/1360]^3 \tag{4-5-12}$$

若在介质中分选强磁性矿物与非磁性矿物的混合物时，其情况与连生体类似。此时，整个分散体系的磁化率，不仅决定于强磁性矿物的容积浓度，而且还取决于分选介质的种类。图 4－5－9 的曲线表示磁铁矿和石英混合物

的比磁化率与磁铁矿体积含量间的关系。由图 4－5－9 知：当以空气为介质干法磁选混合物时，混合物的比磁化率与磁铁矿含量的关系，类似于磁铁矿连生体的情况，而以水为介质湿法磁选混合物时，混合物的比磁化率与磁铁矿含量的关系呈正比的直线关系。

（四）弱磁性矿物的磁性及其影响因素

与强磁性矿物相比，弱磁性矿物的磁性有明显的不同：

①弱磁性矿物的比磁化率比强磁性矿物的小得多；

②弱磁性矿物的比磁化率大小只与矿物组成有关，为一常数，与磁场强度及矿物本身的形状、粒度等因素无关；

③弱磁性矿物没有磁饱和现象和磁滞现象，它的磁化强度与磁场强度间为直线关系；

④若弱磁性矿物中混入强磁性矿物，即使少量也会对其磁特性产生一定甚至是较大的影响。

由弱磁性矿物与非磁性矿物构成的连生体，其比磁化率大致与弱磁性矿物的含量成正比，连生体的比磁化率等于各矿物比磁化率的加权平均值，即

$$\chi_{连}=\frac{\gamma_1\chi_1+\gamma_2\chi_2+\cdots+\gamma_n\chi_n}{\gamma_1\gamma_2+\cdots+\gamma_n}=\frac{\sum_{i=1}^{n}\gamma_i\chi_i}{\sum_{i=i}^{n}\gamma_i} \qquad (4-5-13)$$

式中　γ_i——组成连生体的第 i 种矿物含量；

χ_i——组成连生体的第 i 种矿物的比磁化率；

n——组成连生体的种类。

关于弱磁性矿物的磁性，研究较多的是弱磁性铁矿物和弱磁性锰矿物。

对于弱磁性铁矿物：赤铁矿、根铁矿、菱铁矿、黄铁矿，可以通过磁化焙烧的方法人为地提高它们的磁性，这样它们就变成了人工强磁性矿物：Fe_3O_4 或 $\gamma-Fe_2O_3$，可用弱磁场磁选机进行分选。

人工强磁性矿物与天然强磁性矿物的磁性基本相同，但人工磁铁矿的剩磁和矫顽力比天然的大，而比磁化率要小。因而在选矿中磁团聚现象严重，精矿质量和回收率要比天然的低。

四、矿物磁性的测量

(一)矿物磁性的测定

矿物磁性的测量方法可分成三大类:有质动力法、感应法和间接法。选矿中常用的是有质动力法,它装置简单,有足够的灵敏度,对一般情况,采用磁力天平就可以满足要求。有质动力法可分成古依(Gouy)法和法拉第(Faraday)法。下面介绍这两种方法分析磁性矿物比磁化率的原理、仪器及分析步骤。

1.古依(Gouy)法测矿物的比磁化率

此法是直接测量比磁化率的方法,适用于强磁性矿物和弱磁性矿物的比磁化率测定。

测量装置——测量装置和线路如图 4-5-10 所示。主要由分析天平、薄壁玻璃管、多层螺管线圈、直流安培计、电阻器和开关组成。

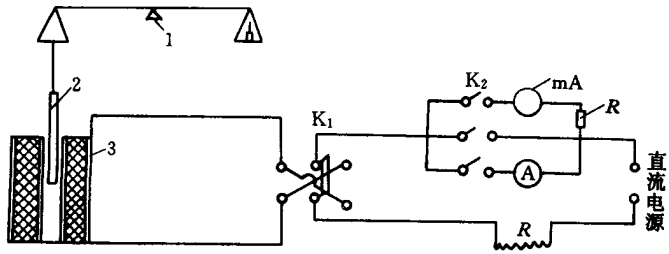


图 4-5-10　矿物比磁化率测量装置

1-分析天平;2-薄壁玻璃管;3-多层螺管线圈

测量原理——将截面相等的长试样悬挂在天平的一端,使之处于磁场强度均匀且较高的区域,而另一端处于磁场强度较低的区域,试样在磁场中便受到和它的长度方向一致的磁力的作用。

$$F_{磁}=\int_v \mu_0\kappa_0 H\mathrm{grad}H\mathrm{d}v=\mu_0\kappa_0\int_v H\frac{\partial H}{\partial y}Sdy=\frac{1}{2}\mu_0\delta\chi_0 S(H_1^2-H_2^2)$$

式中　μ_0——真空磁导率;

S——样品截面积;

χ_0——样品物体比磁化率;

δ——样品的假密度;

$\mathrm{d}V$——样品的体积元；

H_1，H_2——样品两端最高和最低的磁场强度。

当样品足够长时，近似取 $H_2 = 0$，即

$$F_{磁} = \frac{1}{2}\mu_0 \delta \chi_0 S H_1^2$$

由于

$$F_{磁} = \Delta mg$$

所以

$$\Delta mg = \frac{1}{2}\mu_0 \delta \chi_0 S H_1^2 = \frac{\mu_0 \chi_0 \mathrm{m} H_1^2}{2l} \qquad (4-5-14)$$

式中　Δm——样品在磁场中的外观质量增加值；

m——样品质量（$m = lS\delta$）；

l——管中样品长度；

g——重力加速度。

由式(4－5－14)可得

$$\chi_0 = \frac{2l\Delta mg}{\mu_0 m H_1^2} = \alpha \frac{\Delta m}{H_1^2} \qquad (4-5-15)$$

式中

$$\alpha = \frac{2l}{\mu_0 m} g$$

上式中 l，m，g 均为已知数，试验时改变 H_1 的大小，测定 Δm，就可求出 χ_0 值。如果样品很长，截面积很小时，则其退磁因子很小，此时样品的物体比磁化率可作为样品的物质比磁化率。

测定方法——在测定前先称量玻璃管的质量，将样品装入玻璃管中并捣固到所要求的程度时为止。再称量样品和玻璃管的质量，然后将装有样品的玻璃管挂在分析天平的左秤盘下，使它的下端接近螺线管的中心，将线圈接通电流，在不同电流下测量样品所受磁力的大小。将测得的有关数据代入前述公式中，即可求出矿物的比磁化率和比磁化强度，并绘制出 $\chi = \int(H)$ 和 $J(H)$ 曲线。

为了提高测量的精确度，在测弱磁性矿物时，要求天平和电流的精确度高一些，磁场强度也应当适当提高，并反复测量 3～4 次求平均值。

2. 法拉第法测矿物的比磁化率

法拉第法一般用来测定弱磁性矿物的比磁化率。该法与古依法的主要区别是样品的体积较小，因此可近似认为在样品所占的空间内磁场力是个恒

量。测定原理是在预先已知 $H\text{grad}H$ 的不均匀磁场中测定矿物所受的比磁力，然后按下式求出样品的比磁化率，即

$$\chi = \frac{f_{磁}}{\mu_0 H\text{grad}H} \tag{4-5-16}$$

假如 $H\text{grad}H$ 是未知数，则可利用与已知比磁化率的标准试样相比较的方法来确定试样的比磁化率。由

$$\frac{f_{磁1}}{f_{磁2}} = \frac{\mu_0 \chi_1 H\text{grad}H}{\mu_0 \chi_2 H\text{grad}H} = \frac{\chi_1}{\chi_2}$$

得

$$\chi_2 = \chi_1 \frac{f_{磁2}}{f_{磁1}} \tag{4-5-17}$$

式中　χ_1——标准试样的比磁化率；

χ_2——被测试样的比磁化率。

常见的标准物质比磁化率值如下：

焦磷酸锰（$Mn_2P_2O_7$）　$146 \times 10^{-8}\,m^3/kg$　氯化锰（$MnCl_2$）　$143.1 \times 10_{-8}\,m^3/kg$

硫酸锰（$MnSO_4 \cdot 4H_2O$）$81.5 \times 10^{-8}\,m^3/kg$　纯水（H_2O）　$-9 \times 10^{-9}\,m^3/kg$

法拉第法可采用不同的测量装置，如普通天平、魏斯天平、自动平衡天平、库利－琴奈沙扭秤、苏克史密斯环秤、切娃利尔－皮尔测量仪器等。其中普通天平法（即磁力天平法）的精度虽然不高（精度只达 10^{-6}），但由于结构简单，所以国内普遍采用，它用的是标准试样与被测试样的比较法 扭称测量精度可达 $10^{-6} \sim 10^{-8}$，已成为测定矿物比磁化率的主要装置，它测出的是绝对比磁化率。测量装置和步骤可参考有关文献。

（二）磁性矿物含量的分析

实验室常用磁选管、磁力分析仪、感应辊式磁力分离机、强磁矿物分离仪等磁力分析器分析矿石中磁性矿物的含量，确定矿石磁选可选性指标，对矿床进行工艺评价，检查磁选机的工作情况，提纯各种单矿物以进行物质组成、矿物组成、可选性等方面的工作。在磁选厂特别需要对原矿和选矿产品进行磁性分析，查明尾矿中金属损失量及原因，以改善工艺过程和磁选指标。上述磁力分析仪中，以磁选管较为常用。

磁选管是用于湿式分析矿物中强磁性矿物含量的磁分析设备，它主要由电磁铁和电磁铁工作间隙内可移动的玻璃管组成，其构造如图 4－5－11 所示。电磁铁由 C 形铁心和线圈组成，铁心末端的角度约为 90°的圆锥形极头，两极头间为磁选管的工作空间。装有传动装置的由非磁性材料制成的架子固定在电磁铁上，玻璃管被嵌在与传动装置相连的夹头里。玻璃管与水平成 40°～45°角，可上下移动 40～50mm，并可在不大的角度回转。玻璃管一端敞开以便试样和冲洗水的进入，另一端尖缩为锥形并套有一带夹具的胶皮管，夹具可调节水的排出量，磁选管的最高磁场强度可达 240kA/m。

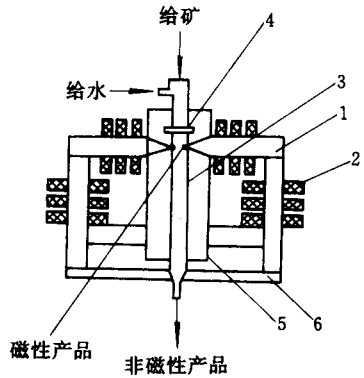


图 4－5－11　磁选管示意图

1－C 形铁芯；2－线圈；3－玻璃分选管；

4－筒环；5－非磁性材料支架；6－支座

操作时首先调节冲洗水量和夹具，使磁选管中水面保持在磁极头以上 100～120mm 左右，然后接通直流电源并开动传动装置，接着将试样给入磁选管中，试样中的强磁性矿物被吸附在磁极附近的管内壁上，非磁性矿物随冲洗水从玻璃管下端排出。玻璃管的上下移动和左右回转有利于非磁性矿物的排出，在连续冲洗 5～15min 管内水清晰时，分选可停止。关闭夹具，切断电流，排除磁性物料。将磁性产品和非磁性产品澄清、烘干、称量，计算试样中磁性产品的含量。

试样应根据矿物的嵌布粒度磨细到 1mm 以下，每次试样量视磁选管直径大小一般为 5～10g 或 10～20g。

第二节　磁选设备

一、概述

磁选机的结构多种多样，分类方法也比较多。通常根据以下特征来分类。

(1)根据承载介质的不同，磁选机可分成干式和湿式两种：

①干式磁选机——在空气中进行，主要用于分选大块、粗粒的强磁性和细粒弱磁性矿石。

②湿式磁选机——在水或磁性液体中进行，主要用来分选细粒强磁性和细粒弱磁性矿石。

(2)根据磁选机磁场强度的高低，磁选机分成弱磁场磁选机和强磁场磁选机两大类：

①弱磁场磁选机——磁极表面的磁场强度 H_0 为 80 ~ 120kA/m，磁场力($H\ \mathrm{grad}H$)。为$(3 \sim 6) \times 10^5 \mathrm{kA^2/m^3}$，用于强磁性矿物与脉石矿物的分离。

②强磁场磁选机——磁极表面的磁场强度 H_0 为 800 ~ 1600kA/m，磁场力($H\mathrm{grad}H$)。为$(3 \sim 12) \times 10^7 \mathrm{kA^2/m^3}$，用于弱磁性矿物与脉石矿物的分离。

(3)根据磁性矿物被选出的方式可分为：

①吸出式磁选机——被选物料给到距工作磁极或运输部件一定距离处，磁性矿粒从物料中被吸出，经过一定时间才吸在工作磁极或运输部件表面上。这种磁选机的精矿质量一般较好。

②吸住式磁选机——被选物料直接给到工作磁极或运输部件表面上，磁性矿粒被吸住在工作磁极或运输部件表面上。这种磁选机的回收率一般较高。

③吸弓式磁选机——被选物料给距工作磁极表面一定距离处，磁性矿粒被吸引到工作磁极表面的周围，在本身的重力作用下排出成为磁性产品。

(4)根据给入物料的运动方向和从分选区排出分选产品的方法可分为：

①顺流型磁选机——被选物料和非磁性矿粒的运动方向相同，而磁性矿粒偏离此运动方向。这种磁选机一般不能得到高的回收率。

②逆流型磁选机——被选物料和非磁性矿粒的运动方向相同，而磁性产品的运动方向与此方向相反。这种磁选机的回收率一般较高。

③半逆流型磁选机——被选物料从下方给入，而磁性矿粒和非磁性矿粒的运动方向相反。这种磁选机的精矿质量和回收率一般都比较高。

(5)根据磁性矿粒在磁场中的行为特征可分为：

①有磁翻转作用的磁选机——在这种磁选机中，由磁性矿粒组成的磁链在其运动时受到局部或全部破坏。有利于精矿质量的提高。

②无磁翻转作用的磁选机——在这种磁选机中，磁链不被破坏，这有利于回收率的提高。

(6)根据排出磁性产品的结构特征可分为：圆筒式、圆锥式、带式、辊式、盘式和环式等。

(7)根据磁场类型可分为：

①恒定磁场磁选机——这种磁选机的磁源为永久磁体和直流电磁体、螺线管线圈。磁场强度的大小和方向不随时间变化。

②旋转磁场磁选机——磁选机的磁源为极性交替排列的永久磁体，它绕轴快速旋转。磁场强度的大小和方向随时间变化。

③交变磁场磁选机——磁选机的磁源为交流电磁体。磁场强度的大小和方向随时间变化。

④脉动磁场磁选机——磁选机的磁源为同时通直流电和交流电的电磁体。磁场强度的大小随时间变化，但方向不变。

(8)根据产生磁场的方法，磁选机又可分为：永磁型磁选机、电磁型磁选机、超导型磁选机等。用于分选弱磁性矿石的磁选机一般采用电磁磁系，分选强磁性矿石的磁选机大都采用永磁磁系。

二、磁选机设备常用磁性材料及其特性

在各种磁性材料中，最重要的是以铁为代表的铁磁性材料，钴、镍、钆、锅

等也具有铁磁性。常用的铁磁性材料多是铁和其他金属或非金属的合金，以及某些含铁的氧化物。

铁磁性材料的磁特性常用特性曲线的形式来表示，其中最常用的是反映铁磁性材料的磁感应强度与外磁场强度之间关系的 $B=f(H)$ 曲线。材料的磁特性，不仅与磁场强度、温度和机械应力有关，而且与磁化过程有关。在获得 $B=f(H)$ 曲线前，材料样品应预先退磁，使样品中磁畴没有磁化，从优取向，材料处于磁化强度等于零的退磁状态。材料磁化时可分成以下几种 $B=f(H)$ 曲线。

1.起始磁化曲线

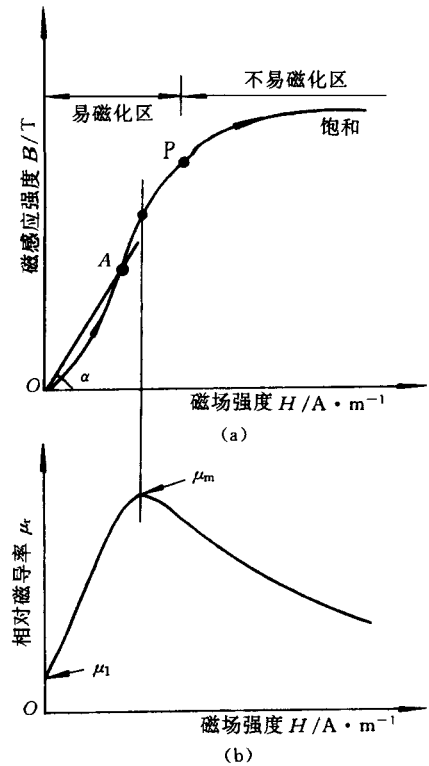


图 4－5－12　起始磁化曲线和与之对应的相对磁导率与磁场强度的关系

起始磁化曲线是外磁场 H 单调增加时得到的曲线，见图 4－5－12(a)所示。铁磁性材料的起始磁化曲线的共同点是曲线由陡峭段和平坦段组成。陡峭段对应于易磁化的情形，而平坦段对应于难以磁化的情形。

根据 $B=\mu H$ 的关系出 $B=f(H)$ 曲线上一点 A 与 O 点连线的斜率 $\tan\alpha$ 代表该点对应的磁化状态下的磁导率 $\mu_0\mu_r=\frac{B_A}{H_A}$。其相对磁导率为：

$$\mu_r=\frac{B_A}{\mu_0 H_A} \tag{4-5-18}$$

μ_r 随磁场 H 变化曲线见图 4-5-13(b)，μ_1 和 μ_m 叫做起始相对磁导率和最大相对磁导率。

2.磁滞回线

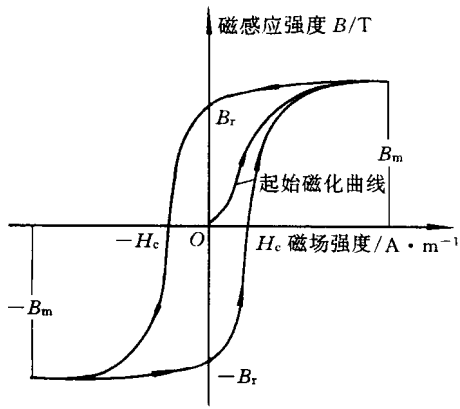


图 4-5-13　磁滞回线

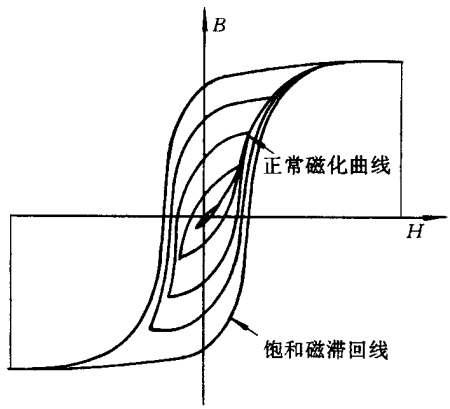


图 4-5-14　正常磁化曲线和各自相关磁滞回线

当磁场强度 H 在正负两个方向上往复变化时，材料的磁化过程经历了一个循环的过程，见图 4-5-13。闭合曲线叫做磁滞回线。如果材料在磁

化曲线两端都达到饱和，所得回线就叫做饱和磁滞回线或主磁滞回线。

3.正常磁化曲线

磁场 H 的循环范围逐渐缩小，所得一系列磁滞回线的顶端的轨迹就是正常磁化曲线，见图 4－5－14。这一曲线可以复制，能说明材料的磁特性。正常磁化曲线和起始磁化曲线的形状很相似。

从上述三种 $B=f(H)$ 曲线和 $\mu_r=f(H)$ 曲线可以知道材料的饱和磁感应强度、剩余磁感应强度、矫顽力及相对磁导率等，它们是标志磁性材料的磁特性参数。

磁性材料通常用作磁导体、永久磁铁和特殊磁性元件。用途不同，需要材料的磁特性参数不同。通常根据材料的基本磁特性参数将磁性材料分成两大类别 软磁性材料和硬磁性材料。

软磁性材料的基本特征是磁导率高，矫顽力小（H_c〈10^3 A/m），磁滞回线狭长，包围的面积小。磁选机上所用软磁性材料有工程纯铁、导磁不锈钢和低碳钢等。一般强磁选机选用工程纯铁作铁心、磁轭和磁极头；导磁不锈钢用作感应磁介质；中磁场或弱磁场磁选设备选用低碳钢。

硬磁性材料的基本特征是在工作空间能产生很大的磁场能。它的矫顽力很大（$H_c\approx10^4\sim10^6$ A/m）。通常以矫顽力大小作为判断材料磁硬度的依据。硬磁性材料主要用在磁选设备的磁源上以产生磁场。标志永磁体磁特性的基本参数是其剩余磁感 B_r、矫顽力 H_c 和最大磁能积 $(BH)_{max}$。

硬磁性材料有两大类：合金和陶瓷磁体（或铁氧体磁体）。铁氧体磁体和合金磁体比较，其剩余磁感 B_r 低的多，但矫顽力 H_c 高几倍，这将影响磁选机磁系磁极的大小和形状。铁氧体价格便宜，原料来源广泛，在弱磁场磁选机中常采用这种材料。

含有稀土元素的永磁材料，其磁性能要比铁氧体和常用合金磁体高得多，已可用作永磁强磁选机的磁源材料。表 4－5－4 是几种永磁体的特性。

永磁体采用的磁性材料为硬磁性材料，具有的剩余磁感 B_r 高、矫顽力 H_c 大，这两者也就决定了单位体积的磁能积 $(BH)_{max}$ 大。剩余磁感 B_r 值表征提供永磁体磁感应强度的能力，矫顽力 H_c 值表征保持磁感应强度不衰减的能力。

表 4－5－4　永磁体的特性

材　料	B_r/T	H_c/kA·m^{-1}	$(BH)_{max}$/kJ·m^{-3}
AlNiCo	1.280	51	44
铁氧体	0.385	235	28
$SmCom_5$	0.87	637	146
$Nd_{15}Fe_{77}B_8$	1.23	881	290

永磁体在导磁体的空气隙里具有的磁场能量 W 与退磁曲线工作点上的磁感应强度和磁场强度的乘积成正比。例如，对于工作点 d，该点磁能积等于 B_dH_d（如图 4－5－15 所示）。从退磁曲线看，在 $B=B_r$、$H=H_c$ 两点上 $BH=0$，在 D 点时具有的磁能积 B_DH_D 达到最大值 $(BH)_{max}$。材料的磁能积越大，在具有最大能量的空气隙里产生的磁感应强度越大。单位体 h 积空气隙的磁能 $W_{max}=B_DH_D/2$。从经济方面考虑，永磁体的最佳工作点应和磁能积最大的点相同。

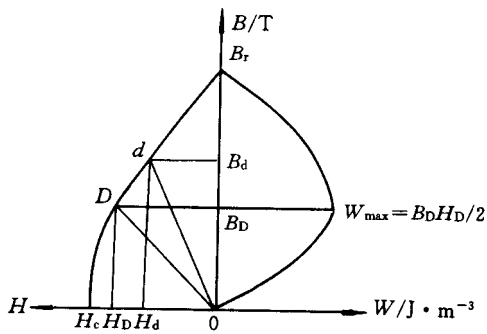


图 4－5－15　退磁曲线和工作点

三、磁选机的磁系

滋选机中产生磁场的磁源叫磁系。根据磁系中磁极的配置方式，可将磁系分成开放磁系和闭合磁系。

（一）开放磁系

所谓开放磁系是指磁极在同一侧作相邻配置且磁极之间无感应磁介质的磁系。按磁极的排列方式分为曲面磁系和平面磁系两种，如图 4－5－16 所示，前者用于弱磁场筒式磁选机，后者用于带式磁选机。开放磁系磁路长，

磁阻大，漏磁多，产生的磁场强度低，用于分选强磁性矿物的弱磁场磁选机。

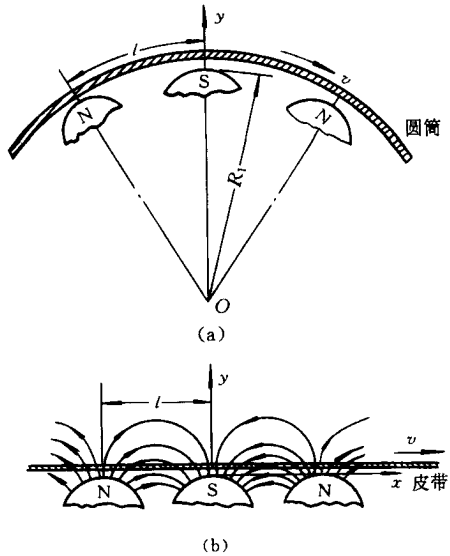


图 4－5－16　开放磁系

(a)曲面磁系；(b)平面磁系

根据磁场的基本特性可知，开放磁系磁场中任意一点(x，y)的磁场强度为：

$$H_x = H_0 e^{-cy} \sin \frac{\pi}{l} x \qquad (4-5-19)$$

$$H_y = H_0 e^{-cy} \cos \frac{\pi}{l} x \qquad (4-5-20)$$

式中　H_0——极面或极隙而上的磁场强度(此时 $y=0$)，A/m；

c——磁场的非均匀系数，m^{-1}；

l——极距，m；

x——距磁极对称面的距离，m，$-l/2 \leqslant x \leqslant l/2$。

在磁极对称面上，$x=$ ，$\sin \frac{\pi}{l} x = 0$，$\cos \frac{\pi}{l} x = 1$，所以

$$H_x = 0, H_y = H_0 e_{-cy}$$

在磁间隙对称面上，$x = -l/2$ 或 $l/2$，$|\sin \frac{\pi}{l} x| = 1$，$\cos \frac{\pi}{l} x = 0$，所以

$$H_x = H_0 e^{-cy}, H_y = 0$$

故在磁极或极间隙对称面上的磁场强度沿高度 y 的变化有通式 $H = H_0 e^{-cy}$。在极面水平上，$y = 0$，有

$$H_x = H_0 \sin \frac{\pi}{l} x \tag{4-5-21}$$

$$HO_y = H_0 \cos \frac{\pi}{l} x \tag{4-5-22}$$

当磁极表面沿圆柱面排列时，磁场的非均匀系数 c 为：

$$c = \frac{\pi}{l} + \frac{1}{R} \tag{4-5-23}$$

当 $R \to \infty$ 即磁极按平面排列时，磁场的非均匀系数 c 为：

$$c = \frac{\pi}{l} \tag{4-5-24}$$

将 $H = H_0 e^{-cy}$ 对 y 求导数，得磁场梯度为：

$$\frac{dH}{dy} = \text{grad}H = -cH_0 e^{-cy} = -cH \tag{4-5-25}$$

式(4-5-25)中负号是指磁场强度随 y 值增加而减小。若不考虑负号，则得

$$c = \frac{\pi}{l} + \frac{1}{R} = \text{grad}H / H \text{(画面)}$$

或

$$c = \frac{\pi}{l} = \text{grad}H / H \text{(平面)} \tag{4-5-26}$$

由上式可知，磁场非均匀系数 c 在理论上是单位磁场强度下的磁场梯度。它是极距 l 的函数，对圆柱面磁系，还是圆柱面半径 R 的函数。由于考虑了极距和磁系曲面半径的影响，非均匀系数 c 比磁场梯度更便于表示磁场的非均匀性。

磁极对称面或极间隙对称面上任意一点上的磁场力为：

$$(H\text{grad}H)_y = cH_0^2 e^{-2cy} \tag{4-5-27}$$

从这一公式看，当极面的磁场强度一定时，磁场力的大小决定于非均匀系数 c 和位置 y。当 R 一定时，它就只决定于极距 l 和位置 y。

以上公式是在特定的条件下得到的，这些条件是：磁极头为半径近似为 $0.4l$ 的圆弧；磁极宽度与磁极间隙的比值在 $1.0 \sim 1.5$ 之内。对实际磁选机磁系，上面两个条件很难满足，因此，需在理论非均匀系数上乘以修正系数 k

(见表 4－5－5)以进行修正。

表 4－5－5　平面排列各向异性陶瓷磁铁磁系的磁场非均匀系数

极面宽/极隙宽	6.5/3.0	6.5/4.5	6.5	7.5	13/6	13/9	13/12	19.5/4.5	19.5/9	19.5/13.5	26/9	26/12	26/18
π/l	0.33	0.29	0.22	0.17	0.14	0.13	0.13	0.12	0.11	0.10	0.09	0.08	0.07
极对称面 k	0.89	0.93	1.05	0.88	0.91	1.05	0.90	0.92	0.98	1.06	0.88	0.97	1.00
极隙对称面 k	0.95	0.87	0.73	0.90	0.80	0.67	1.14	1.02	096	070	0.08	0.87	0.56

(二)闭合磁系

闭合磁系是磁极作相对配置的磁系。分选空间即磁极间的空气隙。通常空气隙较小,磁通通过空气隙的磁阻小,漏磁少,故分选空间具有较强的磁场,用于分选较弱磁性矿物的强磁选机。但这种磁系的处理能力较低。强磁场磁选设备中闭合磁系如图 4－5－17 所示。

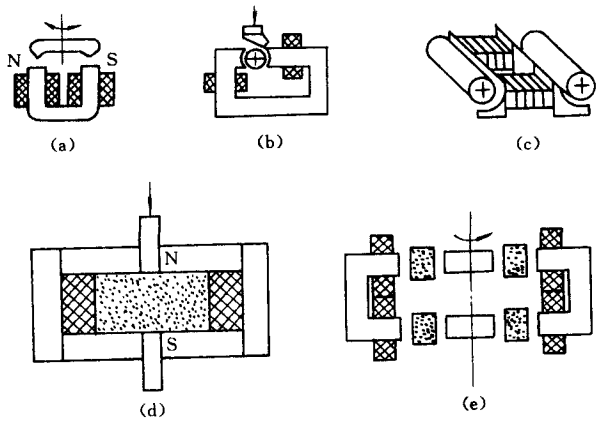


图 4－5－17　几种闭合磁系

在闭合磁系中,一种是具有一定形状的单层感应磁极与原磁极构成闭路的磁系,一种是相对磁极间装有特殊形状的铁磁介质的磁系。

对前一种磁系,形成的分选空间是单层的,原磁极常为平面或槽形磁极,感应极多为尖齿或平齿极,目的是使磁通在感应极形成合理密集状态,使分选空间产生强磁场和大的磁场梯度。这种磁极对有以下几种(见图 4－5－18):(a)由平面磁极与单个尖形感应齿极组成;(b)由两个双曲线形磁极组成;(c)、(d)由平面原磁极与多个平齿或尖形感应齿极组成;(e)、(f)由槽形

原磁极和多个平齿或尖形感应齿极组成；(g)由弧面极和凹形极组成。

对相对磁极间装有特殊形状的铁磁介质的磁系，可进一步提高磁场梯度和磁场力，常见的磁介质有球、棒、齿板、钢板网和钢毛等，这些磁介质的曲率半径顺次变小，单磁场梯度和磁场力依次增大。

闭合磁系的磁场特性与磁极形式和填充介质特性有关，比较复杂，欲详细了解，可参阅相关的磁路和磁选理论。

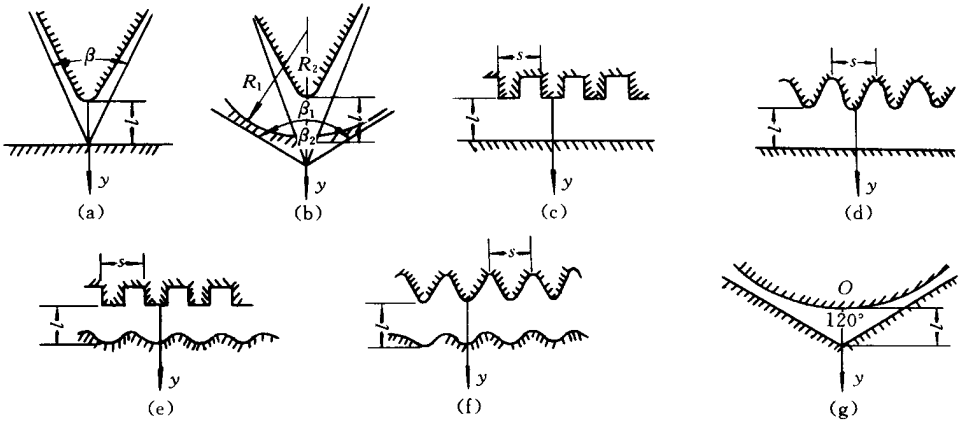


图 4－5－18　用于闭合磁系磁选机的磁极形状

四、弱磁选设备

(一)干式弱磁场磁选机

1. 除铁器

除铁器主要用来从料流中除去夹杂的铁块或铁屑，有电磁和永磁两种。除铁器分固定悬挂式和带式悬挂两种。

固定悬挂式一般悬挂在运料皮带的上方(如图 4－5－8)，从料流中捡出夹杂的铁块或铁屑，但需人工从磁铁上排除杂铁，故一般用在含铁较少的料流中除铁。磁铁的宽度要与料流的宽度或皮带运输机的宽度相适应。

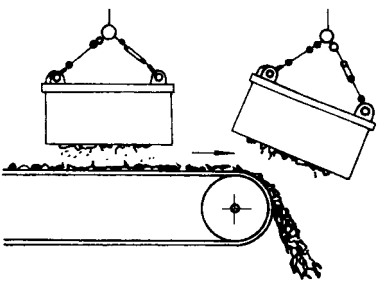


图 4－5－19　固定悬挂式除铁器

带式悬挂除铁器有两种方式，一种与运料皮带成直角交叉，杂铁从运料带的侧边排出；另一种与运料皮带方向一致，杂铁从料流的前端排出，见图 4－5－20。主要用于从非磁性料流中捡出块状铁质物料，可用在煤炭、铁渣和钢渣、工业垃圾等物料的除铁或回收铁的作业中。

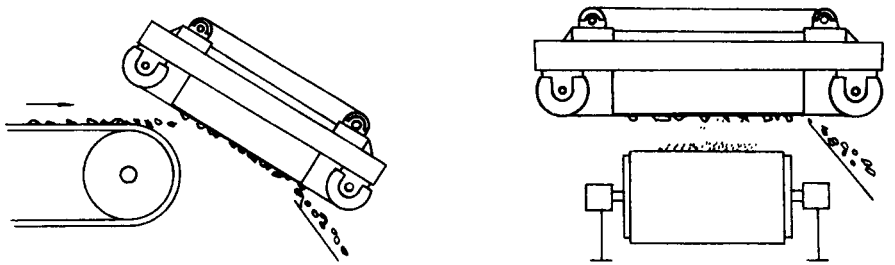


图 4－5－20　带式悬挂除铁器

2.磁滑轮

磁滑轮，又称磁力滚筒，有电磁和永磁两种。永磁滑轮结构简单，不耗电能，工作可靠，易于维修，应用较广。下面主要介绍永磁滑轮。

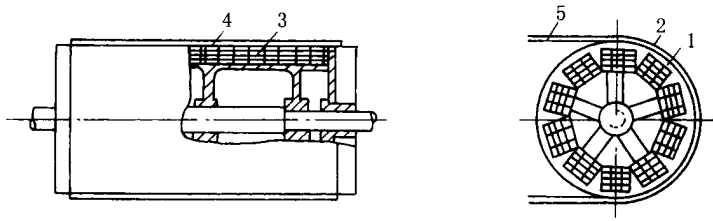


图 4－5－21　CT 型磁滑轮

1－多极磁系；2－圆筒；3－磁导体；4－铝环；5－皮带

①设备结构——主要由锶铁氧体组成磁包角 360°的多极磁系，套在磁系外面的由非导磁材料制成的旋转圆筒组成，如图 4－5－21 所示。磁系和圆筒套在一个轴上，作为皮带的首轮。

②磁系和磁场特性——沿物料运动方向磁极有交变的，也有单一的。当处理的物料粒度小于是 20mm 时，采用交变极性有利于提高选矿效率。交变磁场特性如图 4－5－22 所示，其特点是磁极间隙中间和极面上磁场强度最低，磁极边缘处最高。距极面越远，同距离处处磁场强度变化越小。离极面太近的磁场对分选粗粒物料起不了太大作用。

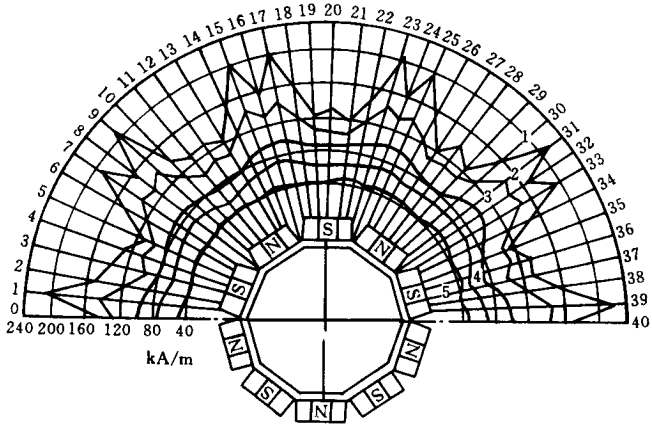


图 4－5－22　CT 型磁滑轮磁场特性

距磁系表面距离：1－0mm；2－10mm；3－30mm；4－40mm；5－50mm

国产 CT 型永磁滑轮的技术特性见表 4－5－6。

③分选过程——矿石均匀地给在皮带上，当矿石经过磁滑轮时，非磁性或者磁性很弱的矿粒在离心力和重力的作用下脱离皮带面，而磁性较强的矿粒受磁力的作用被吸在皮带上，并由皮带带到磁滑轮的下部，当皮带离开磁滑轮伸直后，磁性矿粒所受的磁力减弱而落于磁性产品槽中。分选时，产品的产率和质量主要是由装在磁滑轮下面的分离隔板的位置调节的。

④应用——用于大块（10～120mm）强磁性矿石的预选，能分选出混入矿石中的围岩，降低原矿石的贫化现象，一般可分离出产率占原矿 15%～35% 的废弃尾矿以及再需处理的中间产品，此时磁滑轮多安装在粗碎作业之后。另有一些选矿厂，在细碎作业和磨矿作业之间设置磁滑轮，分出部分废弃尾矿，既可降低入磨入选矿石量，又可提高入选矿石的品位。在赤铁矿石还原焙烧作业中，用磁滑轮控制焙烧质量，使没有充分还原的矿石经磁滑轮分出再返回焙烧炉磁化焙烧，磁性强的质量合格的焙烧矿进入下一道工序。

表 4－5－6　CT 型永磁滑轮的技术特性

型　号	筒体尺寸 /mm	皮带宽度 /mm	筒表面磁场强度 /kA·m^{-1}	入选粒度 /mm	处理能力 /t·h^{-1}	重量 /kg
CT－66	630×600	500	120	10～75	110	724
CT－67	630×750	650	120	10～75	140	851

型　号	筒体尺寸 /mm	皮带宽度 /mm	筒表面磁场强度 /kA·m^{-1}	入选粒度 /mm	处理能力 /t·h^{-1}	重量 /kg
CT－89	800×950	800	124	10～100	220	1600
CT－811	800×1150	1000	124	10～100	280	1850
CT－814	800×1400	1200	124	10～100	340	2150
CT－816	800×1600	1400	124	10～100	400	2500

3.筒式磁选机

筒式磁选机由以下主要部件组成：永磁固定磁系、给料机构(上部或下部给料)、排料机构、传动机构和机架。

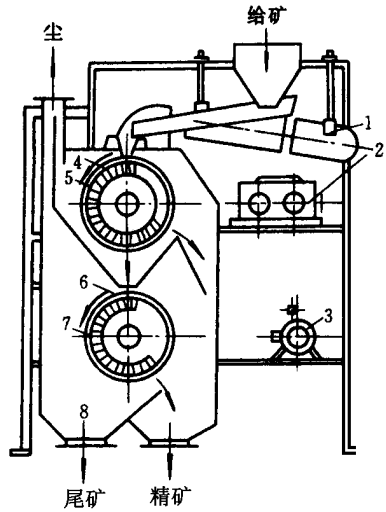


图 4－5－23　CTG 型磁选机

1－电振给料机；2－无级调速机；3－电动机；4－上圆筒；

5、7－圆缺磁系；6－下圆筒；8－分选箱

①结构——我国制造的 CTG 型磁选机结构如图 4－5－23 所示。圆筒用 2mm 玻璃钢制造，表面粘上一层耐磨橡胶。磁系由锶铁氧体永磁块组成。磁系包角 270°，磁极极性沿圆周方向交变，沿轴向极性一致。圆筒用玻璃钢而不用不锈钢的主要原因是为了防止转速高使滚筒因涡流发热。

磁选机有单筒和双筒两种。单筒机分选带长度可通过挡板位置调整，双筒机可通过调整磁系偏角来适应不同分选流程的需要(精选或扫选)。

②分选过程——磨细的干矿粒由电振给料机先给入到上滚筒进行分选，

磁性矿粒吸附在街面上被带到无极区卸下，从精矿区排出；非磁性矿粒和连生体因重力和离心力共同作用被抛离筒面，进入下滚筒进行分选，非磁性矿粒进入尾矿槽，富连生体同前面选出的磁性矿粒进入精矿槽。分选箱在负压状态下工作，管道和除尘器相连。

③应用——用于细粒强磁性矿石的干选，也适用于从粉状物料中剔除磁性杂质和提纯磁性材料。在冶金、机械、化工、电力、建材等方面都获得广泛应用。

国外的干式弱磁场筒式磁选机有前苏联的 Сэ 型筒式磁选机、萨拉一莫特赛（SalaMortsell）型磁选机等。

CTG—69/5 型磁选机的磁场特性如图 4－5－24 所示。CTG 型磁选机的技术性能列于表 4－5－4。

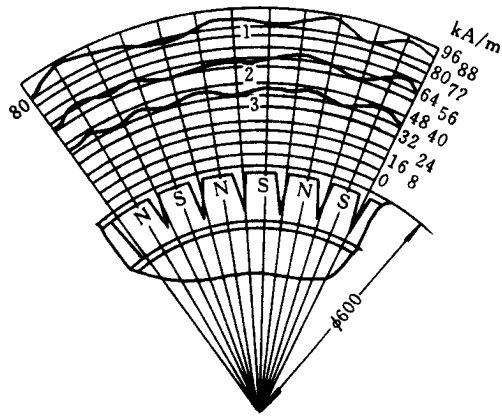


图 4－5－24　CTG－69/5 型磁选机的磁场特性

1－筒表面；2－距筒面 5mm；3－距筒面 10mm

表 4－5－7　CTG 型永磁筒式磁选机的技术性能

型　号	极距 /mm	分选箱型　式	给矿粒度 /mm	入选允许湿度 /%	筒面场强 /kA·m^{-1}	筒体转速 /r·min^{-1}	处理能力 /t·h^{-1}	电机功率 /kW	机器重量 /t	外形尺寸 /mm
CTG—69/3	30	两产品	0～0.5	≤1	84	150～300	3～5	2.2	2.52	2000×1650×1980
CTG—69/5	50	两产品	0～1.5	≤2	92	150～300	5～10	2.2	2.60	2000×1650×1980

型　号	极距 /mm	分选箱型　式	给矿粒度 /mm	入选允许湿度 /%	筒面场强 /kA·m^{-1}	筒体转速 /r·min^{-1}	处理能力 /t·h^{-1}	电机功率 /kW	机器重量 /t	外形尺寸 /mm
2CTG－69/9	90	两产品	0～5	≤3	100	75～150	10～15	2.2	2.60	2000×1650×1980
CTG－69/3/3	30	两产品	0～0.5	≤1	84	150～300	3～5	2.2	4.0	2000X1650X2880
2CTG－69/5/5	50	两产品	0～1.5	≤2	92	150～300	5～10	2.2	4.1	2000×1650×2880
2CTG－69/9/9	90	两产品	0～5	0≤3	100	75～150	10～15	2.2	4.1	2000×1650×2880
2CTG－69/3/5	30/50	三产品	0～0.5	≤1	84/92	150～300	3.5	2.2	4.1	2000×1650×2880
2CTG－69/5/9	50/90	三产品	0～1.5	≤2	92/100	150～300 75～150	5～10	2.2	4.1	2000×1650×2880

（二）湿式弱磁场磁选机

湿式弱磁场磁选机有电磁和永磁两种。鉴于永磁弱磁场磁选机具有明显的优点，所以比电磁的应用广泛。

1.永磁筒式磁选机

永磁筒式磁选机是应用很广泛的一种湿式弱磁场磁选设备。该类设备国内外部已系列化，大型化。永磁筒式磁选机广泛用于磁铁矿分选、磁性加重介质回收及为湿式强磁选给矿作准备。

永磁筒式磁选机由圆筒、磁系、分选槽及给料、排料和溢流机构成。磁系排列和磁极数量对分选结构有决定性影响。筒径小的磁选机一般用 5 极，大筒径磁选机常用 7 极磁系，极性沿周边方向交变，沿轴向极性相同 磁系包角 106°～135°，磁偏角（磁极中线偏向精矿排出端与垂直线的夹角）15°～20°。采用铁氧体永磁体，在给定的特殊磁场分布条件下能产生最高的磁场强度。圆筒的作用是运送吸着的磁性颗粒和防止矿浆浸入磁系。圆筒和端盖用非磁性、高电阻率和耐腐蚀材料制造。在磁场中工作的槽体用奥氏体不锈钢制造，并用合成材料衬里防止磨损。排矿室的大小应能调节，以适应处理量的变化。同样，为了控制溢流速度，溢流堰也是可调的。磁选机一般都用齿轮电动机传动。

图 4－5－25 **是直径为** 750mm **和** 1050mm **的磁选机的磁场特性。**

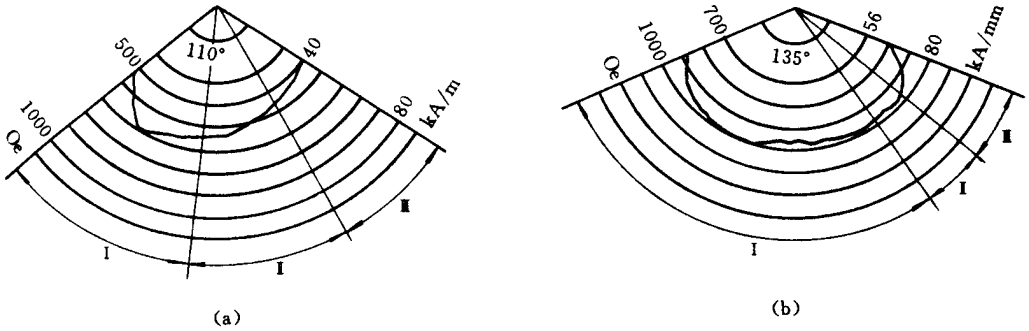


图 4－5－25　**磁选机的磁场特性**

(a)直径为 750mm **;(b)直径为** 1050mm

Ⅰ－**分选区;**Ⅱ－**输送区;**Ⅲ－**脱水区**

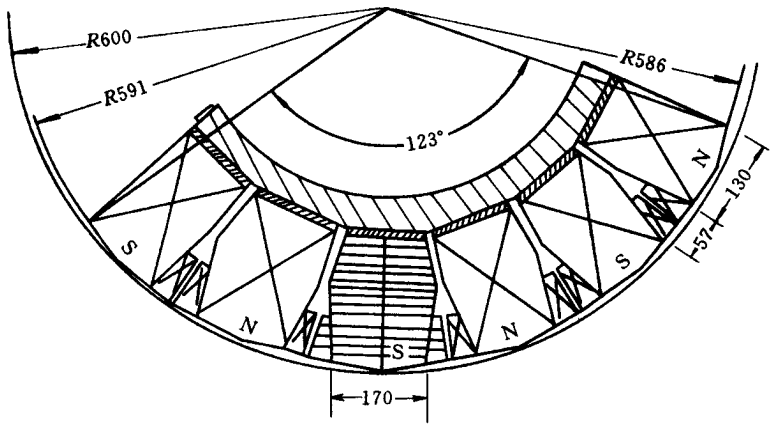


图 4－5－26　CTB－1218 **永磁筒式磁选机** T **形磁极结构示意图**

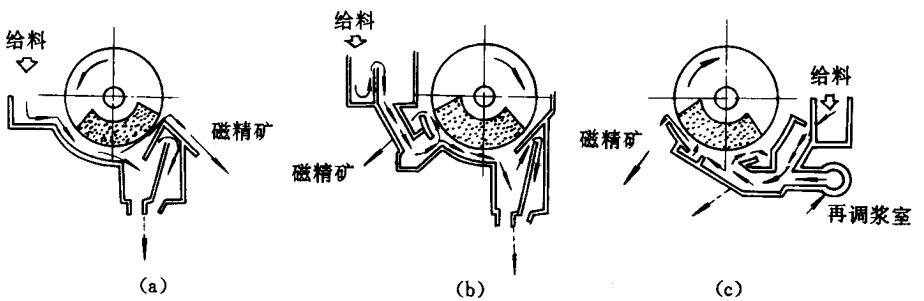


图 4－5－27　**磁选机的三种槽型**

(a)顺流式;(b)逆流式;(c)半逆流式

为了提高生产能力和分选效果，若在永磁筒式磁选机的主磁极的空隙中增加辅助磁极（如图 4－5－26），磁极表面和分选空间的磁场强度和磁场作用深度都会得到改善。辅助磁极极性应当与相邻主磁极相同，以便降低磁通漏损，从而增加极隙间和极面的磁场强度。

根据磁选机楷体结构形式的不同，湿式圆筒磁选机有三种槽体结构形式：顺流式、逆流式和半逆流式如图 4－5－27 所示。国产永磁筒式磁选机对应的型号为 CTS、CTN 和 CTB。它们的技术性能见表 4－5－8。

表 4－5－8　CT 型永磁筒式磁选机的技术性能

型号			筒体尺寸 (D×L)/mm	磁场强度/kA·m^{-1}		电机功率 /kw	筒体转速 /r·min^{-1}	处理能力	
顺流	逆流	半逆流		距极表面 50mm	距极表面 10mm			/t·(h·m)$^{-1}$	/m^3·(h·m)$^{-1}$
CTS－712	CTN－712	CTB－712	750×1200	700	1600	3.0	35	20～40	30～50
CTS－718	CTN－718	CTB－718	750×1800	700	1600	3.0	35	20～40	30～50
CTS－1018	CTN－1018	CTB－1018	1050×1800	1000	1700	5.5	24	60～80	70～90
CTS－1024	CTN－1024	CTB－1024	1050×2400	1000	1700	5.5	24	60～80	70～90
CTS－1230	CTN－1230	CTB－1230	1250×3000	1100	1750	7.5	18	80～100	90～120

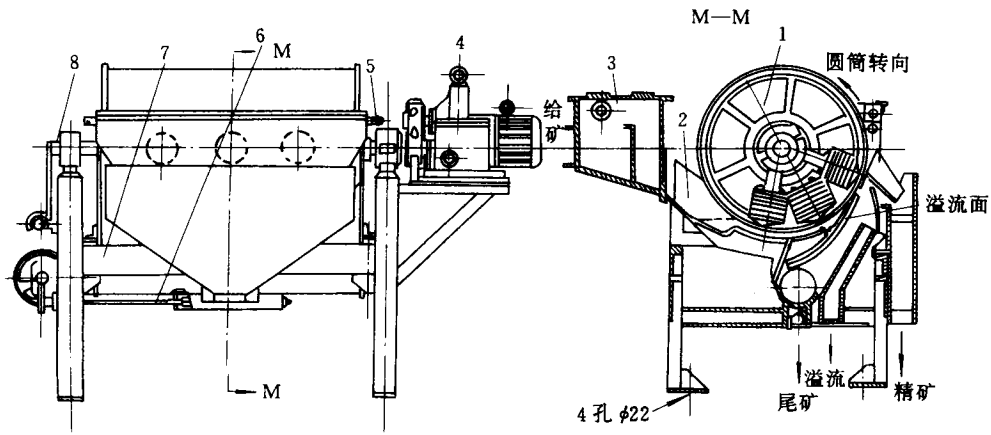


图 4－5－28　CTS 永磁筒式磁选机

1－圆筒；2－槽体；3－给矿箱；4－传动部分；
5－卸矿水管；6－排矿调节阀；7－机架；8－磁偏角调整装置

（1）CTS 永磁筒式磁选机

这种磁选机的槽体结构为顺流型（见图 4－5－28）。磁选机的给矿方向

与圆筒的旋转方向或磁性产品的移动方向一致。矿浆由给矿箱直接进入到圆筒的磁系下方，非磁性矿粒和磁性很弱的矿粒由圆筒下方的两板之间的间隙排出。磁性矿粒被吸在圆筒表面上，随圆筒一起旋转，到磁系边缘的低磁场区排出。

顺流型磁选机常用于处理粒级为 5mm 以下较粗的磁性矿粒的粗选，运转可靠性高，功耗低，但无法获得最大回收率和最佳精矿质量。

(2) CTN永磁筒式磁选机

这种磁选机的槽体结构为逆流型(见图 4－5－29)。磁选机的给矿方向与圆筒的旋转方向或磁性产品的移动方向相反。矿浆由给矿箱直接进入到圆筒的磁系下方，非磁性矿粒和磁性很弱的矿粒经过全部磁力区由磁系左边缘下方的底板上的尾矿孔排出，尾矿损失低，回收率高。磁性矿粒逆着给矿方向移动到精矿排出端，排入到精矿槽中，但由于精矿排出端距给矿口很近，精选作用差，精矿品位低。

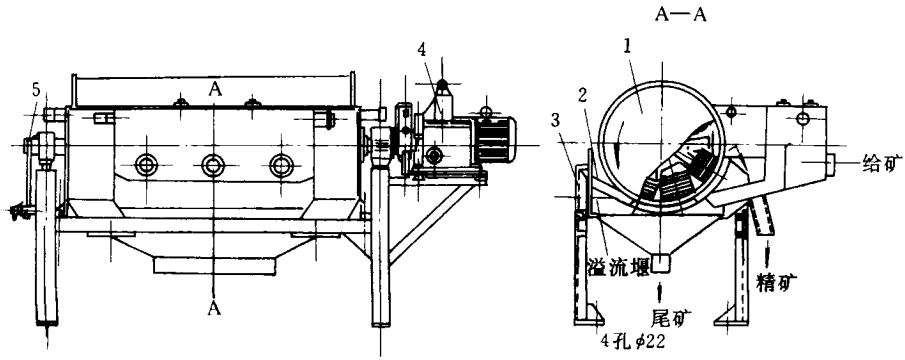


图 4－5－29　CTN 永磁筒式磁选机

1－圆筒；2－槽体；3－机架；4－传动部分；5－磁偏角调整装置

逆流型磁选机适用于 0～0.6mm 强磁性矿石的粗选和扫选，以及选煤工业中的重介质回收。该机型能耗高。

(3) CTB 型永磁筒式磁选机

这种磁选机的槽体结构为半逆流型(见图 4－5－30)。矿浆从槽体的下方给到圆筒的下部，非磁性产品移动方向与圆筒的旋转方向相反，磁性产品移动方向与圆筒的旋转方向相同。矿浆导入后，磁性矿粒吸在圆筒表面，受到洗涤水的清洗，同时，由于磁系的交替变化，使得磁性矿粒成链状进行翻

滚，夹杂在磁性矿粒中的一些脉石矿粒被清洗出来，从而提高磁性产品的质量。槽体下部的给矿区，安置了喷水管，有利于矿浆的悬浮、清洗和提高分选指标。非磁性矿粒从槽体对面末端，经过尾矿排出口排出。

这种磁选机的矿浆以松散悬浮状态从槽底下方进入分选空间，矿浆运动方向与磁场方向基本相同，所以矿浆可以达到磁场力最高的圆筒表面上。另外，尾矿是从底板上的尾矿口排出的，这样，溢流面高度可保持槽体中的矿浆水平。以上两个特点决定了半逆流型磁选机可以得到较高的精矿质量和回收率。半逆流型磁选机适用于 0～0.5mm 的强磁性矿石的粗选和精选，尤其适用于 0～0.15mm 的强磁性矿石的精选。入料中过粗粒的矿粒在槽体中能产生沉淀，使分选恶化。

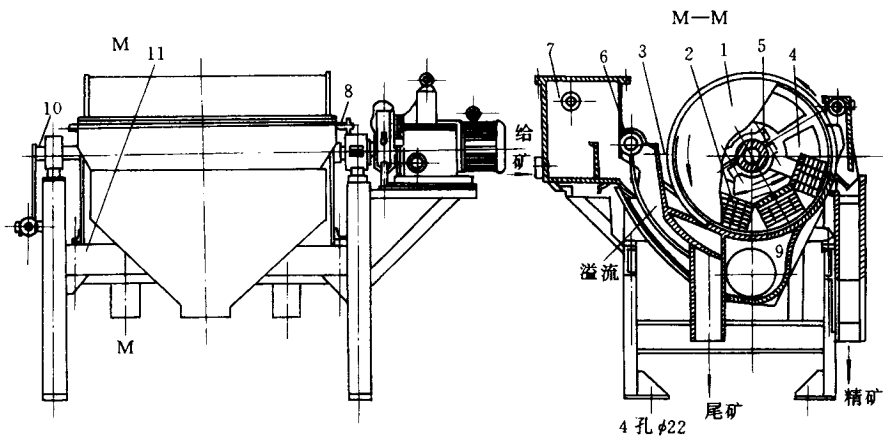


图 4－5－30　CTB 型永磁筒式磁选机

1－圆筒；2－磁系；3－槽体；4－磁导板；5－支架；6－喷水管；
7－给矿箱；8－卸矿水管；9－底板；10－磁偏角调整装置；11－支架

2.辅助磁力设备

细粒嵌布的磁铁矿石选矿厂和铁磁性加重介质再生作业，常常采用一些辅助磁力设备 预磁器、脱磁器、磁力脱泥槽、磁力转筒过滤机和选择性磁絮凝器等。

(1)磁力脱泥槽

磁力脱泥槽又叫磁力脱水槽。它是一种重力和磁力联合作用的分选设备，广泛用在磁选工艺中，用来脱去矿泥和细粒脉石，也作为过滤前的浓缩设

备。磁力脱泥槽具有结构简单、无运动部件、维护方便、操作简单、处理能力大和分选指标较好等优点。

磁力脱泥槽由倒置的平底圆锥型槽体、磁系、给矿、排矿和给水装置组成。

在磁力脱泥槽中，矿粒在分选区受到的力主要有：重力、磁力和水流作用力。重力的作用是使矿粒沉降，磁性矿粒在磁场中受到磁力，方向垂直干等磁场强度线，指向磁场强度高的方向，磁力可以加速磁性矿粒向下沉降并吸附在磁系表面周围，而上升水流的作用是阻止非磁性的细粒脉石和矿泥的沉降，并使它们顺上升水流进入溢流中，从而与磁性矿粒分开，同时上升水流作用也可以使磁性矿粒呈松散状态，把夹杂在其中的脉石冲洗出来，提高精矿品位。

从磁源分，磁力脱泥槽有电磁和永磁两种，其中，永磁的应用较多。

根据磁源在槽体上方和槽中的特点，脱泥槽可分为顶部磁系磁力脱泥槽和底部磁系磁力脱泥槽。

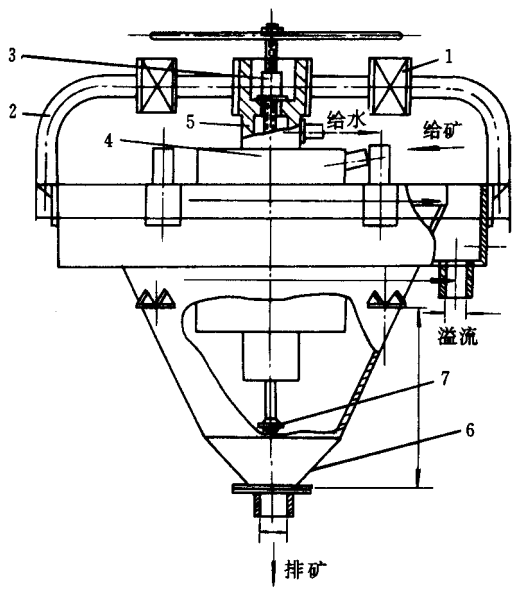


图 4－5－31　CS 型顶部永磁脱泥槽的结构简图

1－磁体；2－磁导体；3－排矿装置；

4－给矿筒；5－空心筒；6－槽体；7－返水盘

图 4－5－31 是我国研制生产的 CS 型顶部永磁脱泥槽的结构简图，图 4－5－32 是槽内磁场强度分布图。表 4－5－9 列出了 CS 型永磁脱泥槽的技术性能。

(2)预磁器

为了提高磁力脱泥槽的分选效果，在入选前将矿粒进行预先磁化，使矿浆经过一段磁化磁场的作用，细粒强磁性物料被磁化凝聚成较大的磁团粒，这种磁团粒在离开磁场后，由于矿粒具有剩磁和较大的矫顽力，仍能保持下来。磁团粒的沉降速度要比非磁性颗粒快，有利于后续的磁力脱泥等作业。产生此磁场的设备叫预磁器。

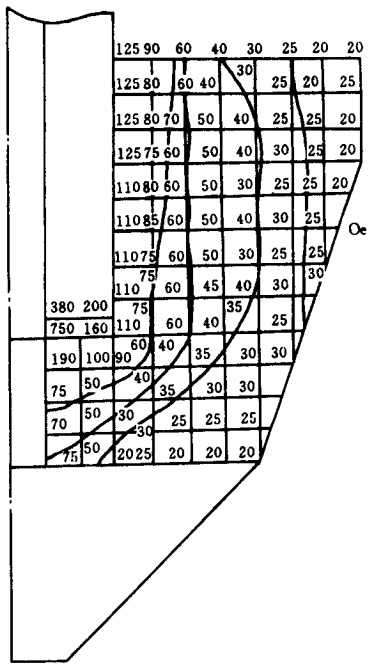


图 4－5－32　CS 型顶部永磁脱泥槽的槽内磁场强度分布图

表 4－5－9　CS 型永磁脱泥槽的技术性能

型　号	槽口直径/mm	给料粒度/mm	磁场强度/kA·m^{-1}	处理能力/t·h^{-1}
CS——12S	1200	1.5～0	≥24	25～40
CS－16S	1600	1.5～0	24～32	30～45
CS－20S	2000	1.5～0	24～32	35～50

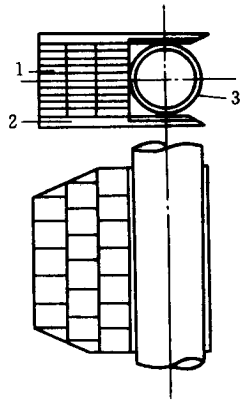


图 4－5－33　“π1’形预磁器

1－磁铁；2－磁导板；3－工作管道

现在的预磁器大都用永磁体制造。预磁器常见的有观‘π’形和‘O’形两种。“π”形预磁器由磁铁、磁导板和工作管道(非磁性材料)组成(见图 4－5－34)，管道内平均磁场强度为 40kA/m。“O”形预磁器(见图 4－5－35)的中心磁铁是由 3 个 LNG—4 合金的圆环和铁质端头构成的，在它的外面套有一铁管。它的磁场强度可达 80kA/m。

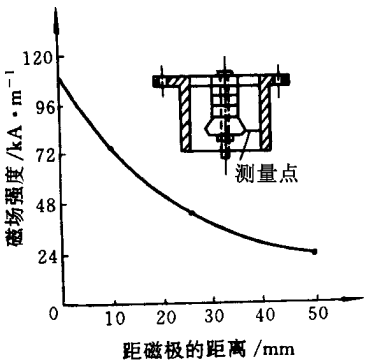


图 4－5－34　“O”形预磁器

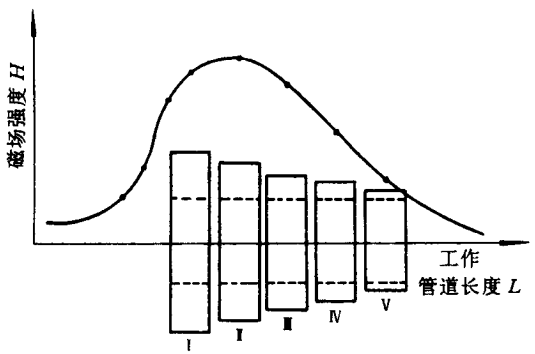


图 4－5－35　脱磁器和其沿轴线的磁场分布

(3)脱磁器

为使强磁性团粒分散需要通过脱磁器脱磁。常用的脱磁器结构如图 4 – 5 – 35 所示,它是套在非磁性材料管上的塔形线圈,并通过交流电来工作。

当铁磁性团粒通过一个磁场强度由大变小的交变磁场时,磁团粒被多次反复磁化,使磁性颗粒的磁能积一次比一次小,最后失去剩磁。脱磁过程见图 4 – 5 – 36 所示。

五、强磁选设备

(一)干式强磁场磁选机

分选弱磁性矿物最早的工业型磁选机是干式的,迄今为止干式强磁选机仍然广泛用于分选锰矿石、铁矿石、海滨砂矿、黑钨矿、锡矿和磷矿石等。现在干式强磁选机有感应辊式、盘式、筒式和永磁辊式四类。

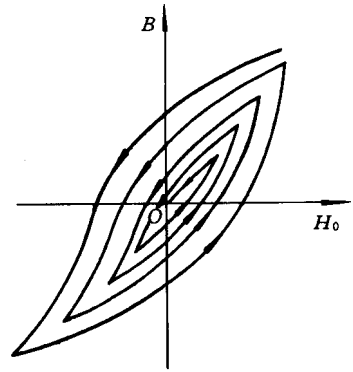


图 4 – 5 – 36　脱磁过程

1. 感应辊式磁选机

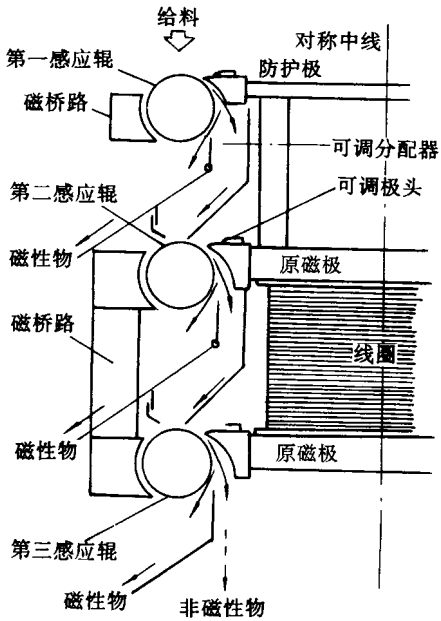


图 4 – 5 – 37　感应辊式磁选机示意图

这是一种应用最广的干式强磁选机。图 4－5－37 是三段感应辊式磁选机的工作原理图。

全机由电磁系统、分选系统和传动系统组成，为了减少涡流发热和传动功率，辊子用薄的导磁钢片和非磁性圆片交替叠成。

分选过程 在相邻原磁极的作用下，磁辊表面感生出与相邻磁极极性相反的磁场，并在磁辊齿尖上产生方向指向磁辊的高的磁场梯度。当欲选物料落到感应辊表面时，磁性物料被辊吸住，随着辊转离磁场后落到接料槽中，非磁性物料沿重力和离心力的合力方向排出。

感应辊式磁选机主要应用于回收海滨砂矿的钛铁矿 ；也用于获得高质量玻璃原料和水泥工业原料，长石、红柱石等矿物的提纯，铬铁矿、独居石、黑钨矿、铁矿石等矿物的分选。

2.盘式磁选机

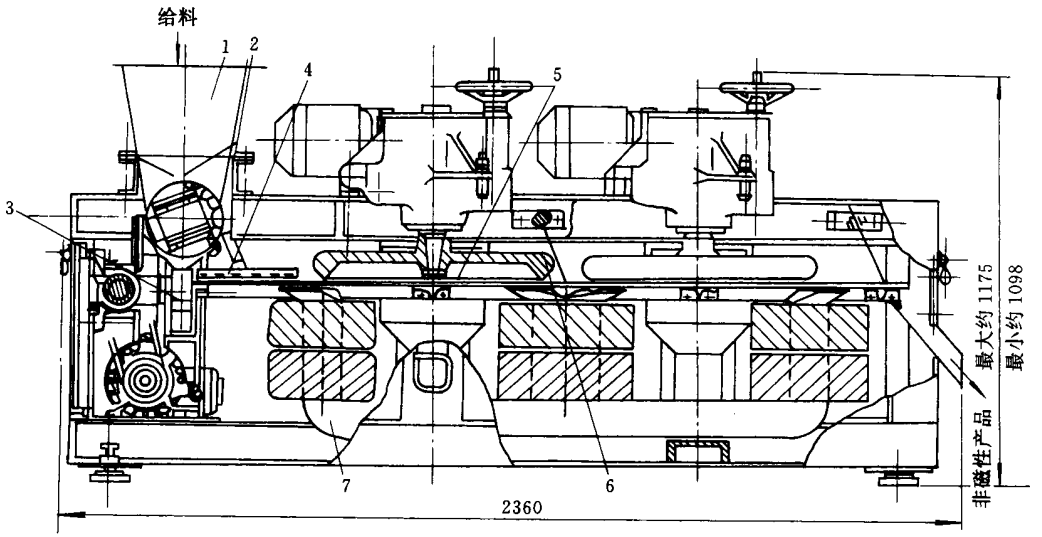


图 4－5－38　φ4576mm 干式强磁场双盘磁选机

1－给料斗；2－给料圆筒；3－强磁性产品接料斗；

4－筛料槽；5－振动槽；6－圆盘；7－磁系

盘式磁选机有单盘（直径 900mm）、双盘（直径 576mm）和三盘（直径 600mm）三种，其中，双盘干式强磁场磁选机已经系列化。

双盘磁选机主要由给料斗、永磁分矿筒、偏心振动给矿盘、磁盘传动装

置、电磁系统和机架等部件组成(如图 4－5－38)。电气控制箱为该机的附属设备。

磁系由‘山’字形电磁铁和旋转钢盘构成,盘的边缘制成尖齿状,磁场梯度指向齿尖。

分选过程:入选矿石经给矿槽的下部进入永磁分选筒,强磁性矿物被分选出来,其余经斜槽落入首端接矿斗中,弱磁性矿物在重力和离心力的作用下,落到筛子上。筛上物(少量)由筛框一侧排出送其他工序,筛下物(弱磁性矿物)由给矿盘送到回转的磁盘下面的强磁区进行分选,吸到磁盘上的矿物被带到侧面的弱磁区,矿物在重力和离心力的作用下,落到两侧的接矿斗中,未坠落的矿物,由卸矿刷强迫脱落,经磁盘四次分选后,非磁性矿物沿给矿盘,被送入尾矿的接矿斗中。

盘式磁选机用于稀有金属(黑钨矿、钛铁矿、独居石及锆英石等)粗精矿的精选。

(二)湿式强磁场磁选机

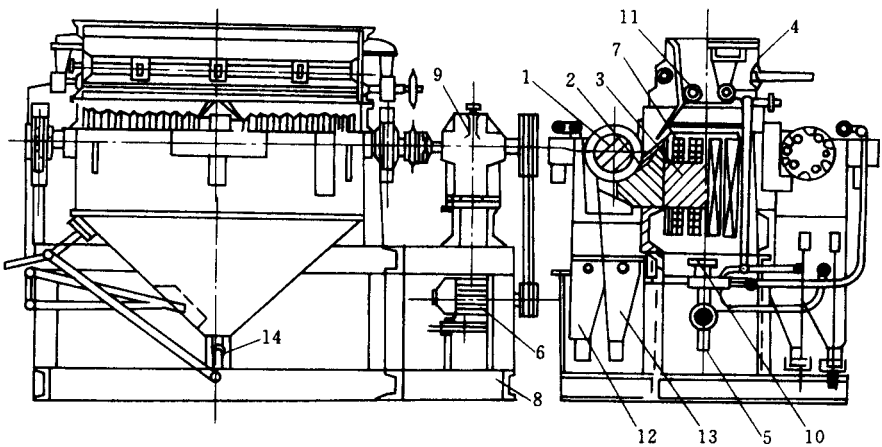


图 4－5－39　CS－1 型电磁感应辊式强磁选机

1－辊子;2－座板(磁极头);3－铁心;4－给矿箱;5－水管;6－电动机;7－线圈;8－机架;9－减速箱;10－风机;11－给料辊;12－精矿箱;13－尾矿箱;14－球形阀

1.湿式感应辊式强磁选机

CS—1 型电磁感应辊式强磁选机是我国研制的双辊湿式强磁选机,目前

已成功地用于锰矿石和铁矿石生产。

该机结构如图 4－5－39 所示，主要由给矿箱、分选辊、电磁铁心和机架等组成。磁选机主体部分是由电磁铁心、磁极头与感应辊组成的磁系。感应辊和磁极头均由工业纯铁制成。两个电磁铁心和两个感应辊对称平行配置，四个磁极头连接在两个铁心端部，感应辊与磁极头组成“口”字形闭合磁路，两个感应辊与四个磁极头之间构成的间隙就是四个分选带。最高磁场强度可达 1488kA/m。磁选机的技术性能列于表 4－5－10。

表 4－5－10　CS－1 型磁选机的技术性能

参　数	数　值	参　数	数　值
感应辊直径/mm	375	传动功率/kW	13×2
感应辊数量	2	线圈允许温度/℃	130
感应辊转速/$r\cdot min^{-1}$	40、45、50	线圈冷却风机功率/kw	0.3
分选间隙/mm	14～28	外形尺寸/mm	2350×2374×2277
给矿粒度/mm	0～5	机重/t	14.8
磁场强度/$kA\cdot m^{-1}$	800～1488		

分选过程：原矿进入给矿箱，由给料辊将其从箱侧壁桃形孔引出，沿溜板和波形板给入感应辊和磁极头之间的分选间隙之后，磁性矿粒在磁力的作用下被吸到感应辊齿上并且随感应辊一起旋转，当离开磁场区之后，在重力和离心力的作用下脱离齿辊卸入精矿箱中；非磁性矿粒随矿浆流通过杭齿状的缺口进入尾矿箱内，然后分别从精矿箱、尾矿箱底部的排矿阀排出。

2.琼斯型湿式强磁选机

现代琼斯型湿式强磁选机的特点是采用多层齿板形磁介质及通过分选转盘构成磁路这种磁选机适于处理细粒(0.03～1mm)弱磁性物料。由于该类型磁选机具有单机处理能力大、比能耗低和机器工作可靠性大等优点而被世界各国的选矿厂广泛使用。

琼斯型强磁选机的类型很多，但是基本结构相同，如图 4－5－40 所示。由磁导体、密封罩保护的励磁线圈、装有分选箱的转环、给矿和给水装置、精矿的清洗和高压冲洗机构、排矿机构和传动机构组成。它有一个钢制门形框架，在框架上两个“C”形电磁铁和两个带分选箱的转环构成一个闭合磁系，

闭合磁系可以减少空气磁阻。分选箱分成若干个分选室，内装不锈钢导磁材料制成的齿形聚磁极板，聚磁极板可以提供较高的磁场强度和磁场梯度，可以大大提高磁选机的处理能力。分选间隙的最大磁场强度为 640 ~ 1600kA/m。线圈的冷却用风冷或油冷。

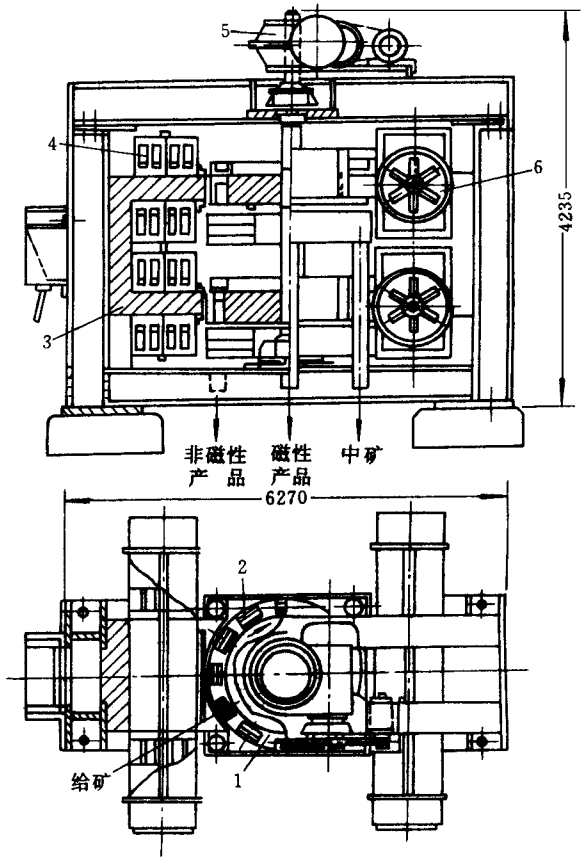


图 4 – 5 – 40　琼斯型 DP—317 双转盘式磁选机

1 – 转环(盘)；2 – 磁板盒；3 – 磁轭；4 – 线圈；5 – 电动机；6 – 通风机

分选过程为：电动机通过传动机构使转盘在磁轭之间慢速旋转。矿浆自给矿点给入分选箱，随即进入磁场内，非磁性颗粒随着矿浆流通过齿板的间隙流入下部的产品接矿槽中，成为尾矿。磁性颗粒在磁力作用下被吸到齿板上，并随分选室一起转动，当转到离给矿 60°的位置时用压力 20 ~ 50Pa 水清洗，磁性矿物中夹杂的非磁性矿物被冲洗下去，成为中矿。当转到离给矿 120°的位置时(磁场中性区)，用压力 40 ~ 50Pa 水将吸附在齿板上的磁性矿物

冲下，成为精矿。

国产的 SHP 型湿式强磁选机是在琼斯型湿式磁选机结构的基础上改进研制成的，SHP 型温式强磁选机的技术性能列于表 4－5－11。

分选过程：原矿进入给矿箱，由给料辊将其从箱侧壁桃形孔引出，沿溜板和波形板给入感应辊和磁极头之间的分选间隙之后，磁性矿粒在磁力的作用下被吸到感应辊齿上并且随感应辊一起旋转，当离开磁场区之后，在重力和离心力的作用下脱离齿辊卸入精矿箱中；非磁性矿粒随矿浆流通过梳齿状的缺口进入尾矿箱内，然后分别从精矿箱、尾矿箱底部的排矿间排出。

2.琼斯型湿式强磁选机

现代琼斯型湿式强磁选机的特点是采用多层齿板形磁介质及通过分选转盘构成磁路。这种磁选机适于处理细粒（0.03～1mm）弱磁性物料。由于该类型磁选机具有单机处理能力大、比能耗低和机器工作可靠性大等优点而被世界各国的选矿厂广泛使用。

琼斯型强磁选机的类型很多，但是基本结构相同，如图 4－5－40 所示。由磁导体、密封罩保护的励磁线圈、装有分选箱的转环、给矿和给水装置、精矿的清洗和高压冲洗机构、排矿机构和传动机构组成。它有一个钢制门形框架，在框架上两个“C”形电磁铁和两个带分选箱的转环构成一个闭合磁系，闭合磁系可以减少空气磁阻。分选箱分成若干个分选室，内装不锈钢导磁材料制成的齿形聚磁极板，聚磁极板可以提供较高的磁场强度和磁场梯度，可以大大提高磁选机的处理能力。分选间隙的最大磁场强度为 640～1600kA/m。线圈的冷却用风冷或油冷。

分选过程为：电动机通过传动机构使转盘在磁轭之间慢速旋转。矿浆自给矿点给入分选箱，随即进入磁场内，非磁性颗粒随着矿浆流通过齿板的间隙流入下部的产品接矿槽中，成为尾矿。磁性颗粒在磁力作用下被吸到齿板上，并随分选室一起转动，当转到离给矿 60°的位置时用压力 20～50Pa 水清洗，磁性矿物中夹杂的非磁性矿物被冲洗下去，成为中矿。当转到离给矿 120°的位置时（磁场中性区），用压力 40～50Pa 水将吸附在齿板上的磁性矿物冲下，成为精矿。

国产的 SHP 型湿式强磁选机是在琼斯型湿式磁选机结构的基础上改进

研制成的，SHP 型湿式强磁选机的技术性能列于表 4－5－11。

表 4－5－11　SHP 型湿式强磁选机的技术性能

参　数	SHP－700	SHP－1000	SHP－2000	SHP－3200
转盘直径/mm	700	1000	2000	3200
转盘转速/$r\cdot min^{-1}$	5	5	4	3.5
传动功率/kW	4	5.5	22	30
磁场强度地/$kA\cdot m^{-1}$	1200	1200	1200	1200
最大励磁功率/kW	11	21	52	87
给矿点数量	4	4	4	4
处理能力/$t\cdot h^{-1}$	5～6	12～15	45～50	100～120
给矿粒度上限/mm	0.9	0.9	0·9	0·9
给矿浓度/%	35～50	35～50	35～50	35～50
最大吊装重量/t	2.8	3.5	11	18
机重/r	16	23	63·5	110
外形尺寸	3000×1360	3594×1500	4900×2434	6600×3600
（长×宽×高）/mm	×3192	×3675	×4300	×4653

3. 平环式磁选机

平环式磁选机有国产的 SQC－6－2770 型湿式强磁选机、英国的 HIW 型磁选机、德国的 Sol 型磁选机等。

（1）SQC－6－2770 型湿式强磁选机

SQC－6－2770 型强磁选机的结构如图 4－5－41 所示。它主要给矿装置、分选转环、磁系、精矿和中矿冲洗装置、接矿装置、传动装置等部分组成。该机的特点是采用了环式链状闭合磁路、空心铜管绕制线圈、低电压大电流、水内冷散热降温、齿板作分选介质。

磁系由内外同心环形磁轭、放射状铁心和线圈构成，见图 4－5－42。

分选过程：带分选室的分选环在传动装置驱动下慢速旋转。当分选室进入磁场后，齿板介质被磁化，物料通过六个分选点给到分选室内，非磁性矿粒在重力和矿浆流的作用下通过齿板介质空隙排入尾矿槽中；磁性矿粒受磁力作用被吸附在齿板的尖端上，并随分选环转动，当转到中矿清洗位置时，给入少量清洗水，将磁性矿粒中夹杂的非磁性矿物冲掉排入尾矿槽中；当分选室

转到精矿冲洗位置时，被压力 0.3～0.5MPa 水冲入精矿槽。

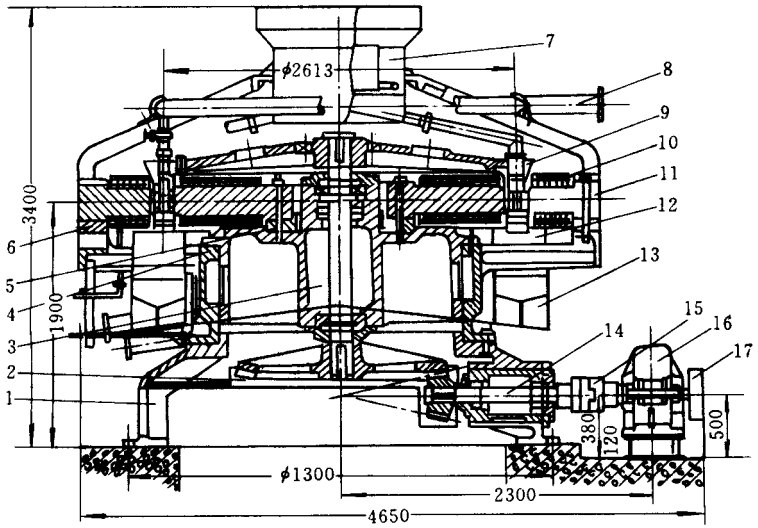


图 4－5－41　SQC－6－2770 型湿式强磁选机

1－下机座；2－大伞齿轮；3－内铁心座；4－外铁心座；5、6－内外铁心铝垫块；7－给矿装置；8－精、中矿清洗装置；9－分选环；10－线回；11－铁心；12－防溅槽；13－接矿槽；14－小伞齿轮轴；15－联轴器；16－减速箱；17－皮带轮

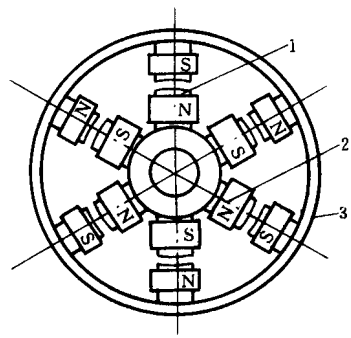


图 4－5－42　SQC－6－2770 型湿式强磁选机磁系

1－铁心；2－线圈；3－磁轭

(2) Sol 型磁选机

该机由德国克鲁伯公司制造。结构原理如图 4－5－43 所示。Sol 磁选机与其他磁选机的区别是采用横卧式螺线管磁系，磁场方向和转环运动方向相同，与给矿方向垂直。转环穿过螺线管磁场使磁介质磁化。磁力线穿过磁

介质经包在线圈外的钢壳返回，形成闭合磁路。

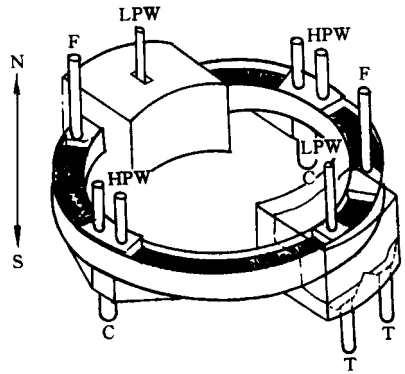


图 4－5－43　Sol 磁选机结构原理图

F－给料；C－精矿；T－尾矿；LPW－低压水；HPW－高压水

转环采用周边传动方式。矿浆从给料管给入，非磁性矿粒由低压冲洗水冲出，进入尾矿管排出。当转环转离线圈时，磁场迅速消失，磁精矿用高压水冲入精矿管中。磁系数目由转环直径决定，可以是 2、4、6 个。

KruPP－Sol24/14 型磁选机的主要技术参数为：

环直径 2400mm　　处理能力 20～40t/h　　磁介质槽形齿板

磁极头 4 个　　齿板 180min×170mm　　周边速度对 0.37m/s

外形尺寸 ϕ3500mm×2500mm　　机重 10t

用Krupp—Sol24/14 型磁选机处理瑞典铁矿石。原矿含铁 44.7%，精矿含铁 65.0%，回收率 89.7%。

六、高梯度与超导磁选设备

(一)高梯度磁选机

高梯度磁选机是在上述强磁选机的基础上发展起来的，它的特点是 均匀的背景磁场，细丝状铁磁性磁介质及均匀的料浆流速场。

均匀的磁场在充填了磁介质后，产生非均匀磁场。常用的磁介质有导磁不锈钢毛、纤维、细丝、细线、编织网、细拉伸板网等。由于磁介质半径很小，形成的磁场梯度比琼斯型磁选机的磁场梯度(2×10^3T/m)高 1～2 个数量级，达到了 10^5T/m。从而使磁场力提高 10～100 倍。而由于碰饱和极限，通过提

高磁场强度只能使磁场力提高 2～3 倍。大的磁场力 $H\text{grad}H$ 为磁性颗粒提供了强大的磁力来克服流体阻力和重力，使分选的粒度下限可降到 1μpm。

高梯度磁选机分选空间中磁介质的充填率仅为 5%～12%，而一般强磁选机的介质充填率为 50%～70%，介质所占空间大为降低，可以提高分选区的利用率。介质轻，传动负载轻，处理量大。

高梯度磁选机的应用，已经从常规磁选、高岭土提纯等领域扩展到环境保护、生物化学等领域。有人建议用高梯度磁分离这个名词替代高梯度磁选。

根据分离的持续性和连续性，高梯度磁选机可分为周期式和连续式两种。

1. 周期式高梯度磁选机

周期式高梯度磁选机又叫磁分离器或磁滤器。

该磁选机主要由外铁轭螺线管磁体、装有磁介质的分选罐、出入管道和阀门系统组成，如图 4－5－44 所示。

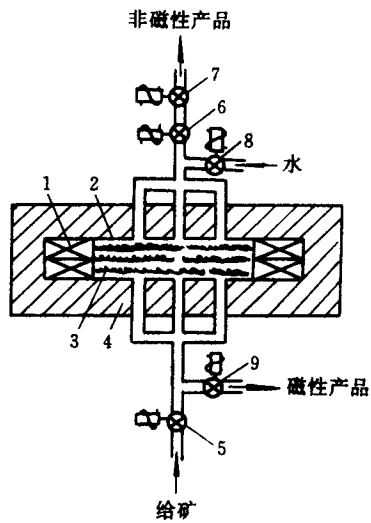


图 4－5－44　周期式高梯度磁选机

1－螺线管；2－分选箱；3－钢毛；4－外铁轭；5－给料阀；
6－排料阀；7－流速控制阀；8、9－冲洗阀

分选过程：各种工作分给矿、漂洗和冲洗三个阶段，工作可按程序自动进行。磁体给磁，矿浆从下端进入分选罐，磁性颗粒被吸附在磁介质上，非磁性

颗粒则从上端排出。一段时间后，给料结束，给入同样流速的清洗水，洗出残留在磁介质中的非磁性颗粒。最后，磁体退磁，用高压水冲洗出磁性颗粒。完成一个生产周期约需 10～15min。

周期式高梯度磁选机最早由瑞典的萨拉(Sala)公司制造，用在美国一家高岭土公司的高岭土提纯上，并相继在英国、德国、中国、波兰、捷克等国得到应用。主要用在高岭土提纯、钢铁厂水净化等过程中。

2.连续式高梯度磁选机

处理弱磁性矿物含量高、生产量大的多种矿石时，周期式高梯度磁选机就不适用了，这时必须用连续式高梯度磁选机。

(1)萨拉(Sal)型连续式平环型高梯度磁选机

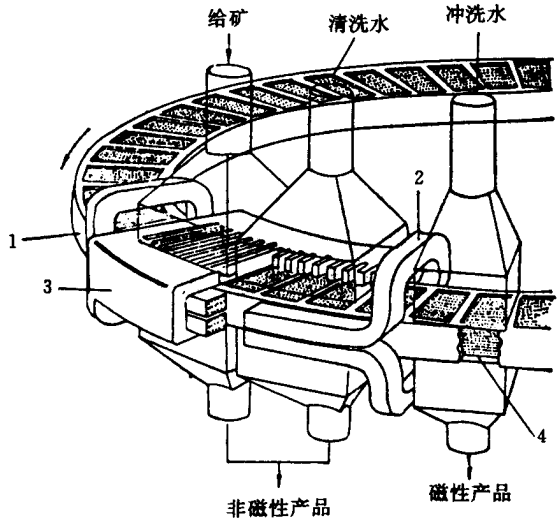


图 4－5－45　萨拉型连续式高梯度磁选机

1－旋转分选环；2－马鞍形螺线管线圈；

3－铠装螺线管铁壳；4－分选室

萨拉型连续式平环型高梯度磁选机的结构如图 4－5－45 所示。它主要由分选环、马鞍形螺线管线圈、铠装螺线管铁壳以及装铁磁性介质的分选箱等部分组成。分选环由多个分选室组成，室内装有不锈钢同或钢毛。为了使转环能方便通过线圈，做成由上下两部分合成的马鞍形。螺线管常采用方形空心铜管，通水内冷，激磁电源采用大电流低电压。

分选过程　矿浆由上导磁体的长孔流到处在磁化区的分选室中，弱磁性

颗粒被吸附到磁化了的聚磁介质上，非磁性颗粒随矿浆流通过介质的间隙流到分选室底部排出成为尾矿，被吸附的弱磁性颗粒随分选环转动，进入磁化区域的清洗段，进一步清洗掉非磁性颗粒，接着，转离磁化区，弱磁性颗粒在冲洗水的作用下，成为精矿。

美国萨拉公司设计了五种规格的磁选机：环中径 1200mm、1850mm、2400mm、3500mm 和 4800mm，每台磁极头为 2～4 个，背景磁场强度 0.5T、1.0T、1.5T 和 2.0T 四种。美国蓝晶石采矿公司用萨拉 185－15 型磁选机从蓝晶石浮选精矿中除铁，使精矿的 Fe_2O^3 含量从 5%～10%降到 0.5%～1.5%。塞拉利昂马兰帕(Marampa)铁矿厂用一台萨拉 480－05 型磁选机处理 －75pm 铁矿石，得精矿含铁 64%，回收率 87%，处理量 130t/h。

与萨拉型磁选机相似的国产磁选机是 LG－1700－1.0 型高梯度磁选机。

(2) VMS 型磁选机

VMS 型磁选机由前苏联和捷克共同研制，结构如图 4－5－46 所示。该机磁系是一个变形螺线管磁体。装有棒形磁介质的立环穿过下铁轭在螺线管磁场中沿反时针运动。矿浆由给料斗通过上铁轭给入立环，磁性物被磁化圆棒吸住，非磁性物通过下铁轭排出。立环离开磁场后，磁性物从磁介质中洗出。

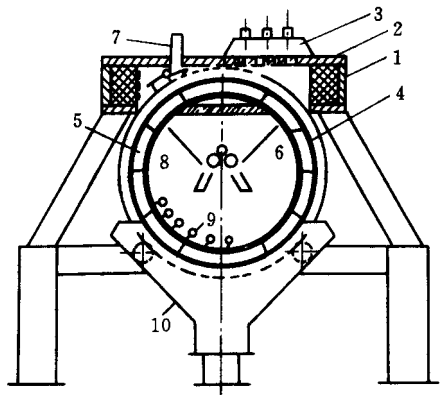


图 4－5－46　VMS 型磁选机

1－螺线管，2－包铁；3－给矿斗；4－转环；5－分选室；6－尾矿流槽；7－漂洗水管；8－中矿流槽；9－冲洗水管；10－精矿斗

VMS 型磁选机的规格为：磁场强度为 0.3～0.8T、1.0～1.2T 和 1.5～1.

7T 立环数 2 环直径 2000mm 环宽 2 × 1000mm 处理量 300t/h 机重视磁场强度而定，分别为 80t、120t 和 210t。

VMS 型磁选机被用于锰矿和铁矿的分选。与 DP－317 型琼斯磁选机相比，VMS 磁选机处理每吨含铁氧化石英岩的能耗是 DP－317 的 1/3，铁回收率要高 1.7%。

（二）超导磁选机

磁选机的主要磁性材料－铁磁性物质受磁饱和现象和线圈温度的限制，最大磁场强度通常不超过 1600kA/m。要突破这一极限，只有把磁性材料由铁磁体改为超导体。

某些物质在温度降至绝对零度时，电阻突然消失，这种现象称为超导电现象，具有超导电现象的物质称为超导体。

超导磁选机的结构大致可分为三个系统：超导磁系、制冷系统和分选系统。

超导磁系－具有超导性能的元素有铌（Nb）、锆（Zr）、钛（Ti）等。超导材料基本可分成超导合金和超导化合物两类，合金包括二元合金材料（Nb－Ti、Nb－Zr）和三元合金材料（Nb—Zr—Ti、Nb—Ti—Ta）。Nb—Ti 合金的承载电流密度大（$10^4 A/cm^2$），临界磁场强度高（约 10T），稳定性好，成本低，应用最广。超导化合物有 Nb_3Sn、V_3Ga 等，Nb_3Sn 超导性能比 Nb－Ti 合金更好，但材料硬且脆，无法用合金的加工方法加工成材，需用其他如表面扩散、等离子喷涂等方法形成于适当的基带或基线上，所以价格昂贵。以上材料都需在很低的温度（4.2K）下工作，虽然已经发现许多能在温度大大高于液氦温度的条件下显示超导行为的材料，但这些材料大都是很复杂的陶瓷晶体结构，目前用它制造磁铁还不太容易。超导磁铁使用的是技术成熟的 Nb－Ti 超导材料。

制冷系统－目前实际使用的超导磁铁都是在 4K（－269℃）或 4K 温度以下工作的，一般用液氦进行冷却。为了使液氦能保持在这样的温度，一般用一个闭路制冷系统来实现。

以超导磁体作磁源的磁选机和常导磁选机相比有以下突出优点：①高场强，用 Nb－Ti 超导材料做的磁体其磁场强度可达到 5T；②体积小且重量轻，

超导材料的电流密度比铜导线高 2 个数量级，因此使磁体体积和重量大大减小；③能耗低，比常导磁体节能 90%；④高磁场带来的高磁力使磁选机处理能力大大提高。

鉴于超导磁体的上述优点，20 世纪 70 年代以来中国、英国、美国、德国、法国、芬兰、奥地利、捷克和前苏联等国先后开展了超导磁选机的研制工作并取得了相当大的进步。现在超导磁选机已发展到工业应用阶段。

根据超导磁选机是否具有磁介质，将其分为高梯度超导磁选机（有磁介质）和开梯度超导磁选机（无磁介质）。

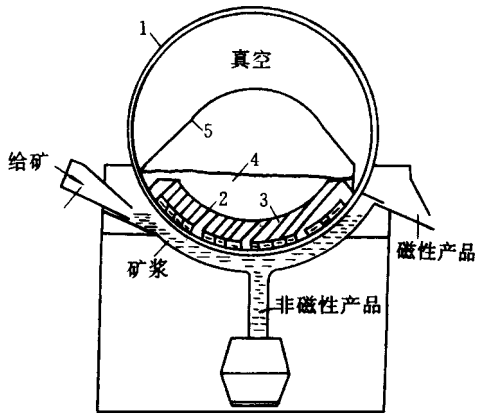


图 4－5－47　DESCOS 型筒式磁选机

1－分选圆筒；2－超导线圈；3－铁支架；4－液氦；5－氦储存器

1. 开梯度超导磁选机

德国洪堡尔特公司研制的工业型 DESCOS 型筒式磁选机已作为商品向市场推出。

DESCOS 由三部分组成：超导磁系、制冷系统和转筒分离器。该设备外形基本上与目前常用的圆筒弱磁场磁选机类似，Nb－Ti 线制成的低温超导线圈近似椭圆形，固定在铁支架的凹槽内，如图 4－5－47 所示。5 个超导体线圈浸入液氦中，线圈能在筒表面产生 3.2T 的磁感应强度。

磁选机转筒直径为 1216mm，长 1500mm，转速 2～30r/min，处理能力 100t/(m^2·h)。该机用于非磁性产品如铝矾土、萤石、磷灰石等的提纯，一次分选的效果可达到其他强磁选机多次分选所获得的效果。

2. 高梯度超导磁选机

开梯度超导磁选机不能分选微细粒物料。高梯度超导磁选机的背景磁场强度可达 5T 使高梯度磁分离作业的经济效益大为提高。

高梯度超导磁选机有串罐往复式磁选机、快速开关式超导高梯度磁选机等。下面介绍卧式串罐往复式高梯度超导磁选机。

如图 4－5－48 所示，卧式串罐往复式高梯度超导磁选机由螺线管式超导磁系、分选罐列铁磁屏、液压往复运动装置和机座组成。

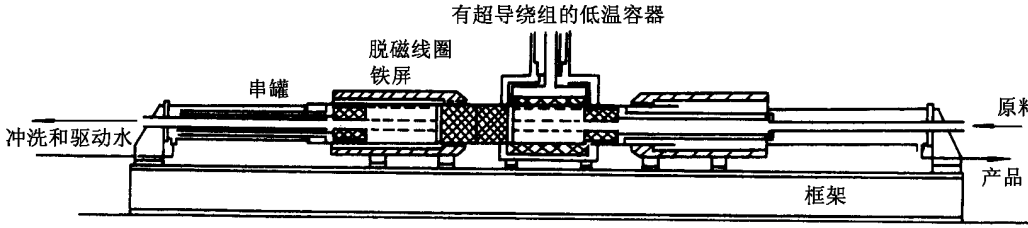


图 4－5－48　卧式串罐往复式高梯度超导磁选机

分选过程：工作时，超导磁体激磁，一个分选罐位于磁场空腔内，给入矿浆，捕获磁性粒子，洗涤磁介质。另一个分选罐位于相应的磁屏腔内等待工作。当往复罐借往复传动装置退出磁场时，到达相应的磁屏腔内，冲出介质上的磁性粒子。原停在磁屏腔内的另一分选罐进入磁场，依次往复重复前一个分选罐进行的程序。这种方法允许超导磁体像永磁体一样工作而不消耗能量，可使制冷系统的能耗降到最低限度。

七、磁流体选矿

磁流体选矿是 20 世纪 60 年代发展起来的一项选矿新技术，它分为磁流体静力分选和磁流体动力分选两种。

(一)磁流体静力选矿

磁流体静力分选，是在不均匀磁场中，以顺磁性液体为工作介质，根据矿物之间密度、比磁化率的不同，分选弱磁性或非磁性矿物的一种分选技术。

1.磁流体静力选矿的工作介质

磁流体静力选矿的工作介质，是一种顺磁性的液体。对它有三项基本要求：

①应具有较高的磁化系数，以便在不均匀磁场中能产生较高的磁浮力，

提高液体的视在密度；

②具有较低的粘度和较好的流动性，不发生沉淀和凝聚，以便提高对矿物的分选精度；

③无毒、无气味，价廉易得，使用方便，回收与再生容易。

磁流体一般有三类：

①高磁化系数的顺磁性电解质溶液－一般由顺磁性金属盐类溶解于水或有机溶剂中制成。这些金属盐类包括氯化镍、氯化钴、硫酸锰、碳酸锰、氯化锰、硝酸锰、氯化铁以及稀土族的几种金属如何、铽、镝和钬的化合物。其中氯化锰、硝酸锰的水溶液具有较高的磁化系数，且无毒、无味，粘度小，透明度好，价格也比较低，是较理想的工作介质。氯化铁磁化系数低，并有一定的腐蚀性，但来源广泛，价格低廉，也不失为一种有工业前途的工作介质。几种顺磁性电解质水溶液的物理性能见表 4－5－12。

表 4－5－12　几种顺磁性电解质水溶液的物理性能(温度－14℃)

电解质名称	密度/g·cm^{-3}	比磁化率 $\chi\times10^{-6}/m^3\cdot kg^{-1}$	颜　色
氯化镍	1.237	8.383	绿色透明
氯化钴	1.137	16.844	紫红色
硝酸钴	1.402	19.914	紫红色
硝酸锰 1	1.578	43.202	淡肉红色透明
硝酸锰 2	1.477	36.784	谈肉红色透明
氯化锰	1.463	46.780	肉红色透明
氯化铁	1.570	39.462	深棕黑色
氯化钠	1.458	65.386	淡黄色透明
氯化铒	1.767	64.386	淡肉红色透明
氯化锰(饱和)	1.783	67.262	淡肉红色透明

②铁磁性胶体悬浮液－它是将磁铁矿等物质的微粒经过表面活性处理后形成的在重力和磁力作用下均能保持稳定的悬浮液。其制备方法有三种：粉碎法、分散法和胶溶法。

③液态金属或低熔点金属－如伍德合金(Bi50%、Pb25%、Sn12.5%、Cd12.5%)，它在 65.5℃时熔化。液态金属不润湿矿石，在操作过程中，矿粒能自行分离，不仅避免了金属溶液的损失，也不需配置金属溶液净化和再生

流程，液态金属密度大，最大可达 $11.5g/cm^3$，对分选有利。但生产费用高，在高温下操作困难。

2.磁流体特性

磁流体特性可用一组实验来说明：

将磁铁矿粉碎成微粒，以煤油为溶剂、油酸为分散剂，制成比水略轻的磁流体。将磁流体装入烧杯，当烧杯向侧卧的马蹄形永久磁铁的极头靠近时，靠近磁铁极头的磁流体升起成一斜坡状（爬坡现象），移去磁铁，现象消失。

将磁流体放入试管中，再放入一定量的清水，并加入一个玻璃球（密度 $2.7g/cm^3$）和一个钢球（密度 $8.9g/cm^3$），此时磁流体位于清水上面，玻璃球和钢球沉在水底。将试管放置于电磁铁的极头上方，然后开始通电，并逐渐增大电流，首先看到水向上升，磁流体向下沉，水和磁流体上下易位。进一步增加电流，则玻璃球和钢球先后浮于磁流体上。断开电源，试管中一切恢复到通电前状态。

磁流体特性可概括为以下几点；

①磁流体本身是一种磁性介质，犹如一块固体磁铁，在外磁场中恒被吸附在磁通量最大的地方；

②磁流体受外磁场作用，力图排开磁通量最大处已被其他弱磁性或非磁性颗粒所占据的空间，这就表现为液体的‘加重’现象，或具有某一数值的‘视在密度”；

③由于磁流体总是存在于外磁场磁通量最大处，所以它可以‘悬挂’于开底容器中而不坠落，利用这个特性，可以制成无底的分选槽，以便轻矿物从分选槽上面溢出，重矿物从分选槽下面落出，从而把矿物按密度和磁性分开；

④改变外界磁场磁极形状，可以将不同（或相近）密度和比磁化系数的矿物分别在分选槽中定位悬浮，然后再把定位悬浮的各个组分分别提取出来，达到分选多组分矿物原料的目的。

3.磁流体静力分选原理

楔形磁极系统是最简单、最常见的磁极系统，以此为例说明矿粒在楔形磁极系统的磁流体中的运动规律。矿粒在该系统中磁流体内的运动，可分解为 x、y、z 三个方向的运动，如图 4－5－49 所示。在该分选系统中，由非磁性

材料制成的槽体放置在上宽下狭的楔形磁极间。

①矿粒在 y 轴方向垂直运动－设 δ、ρ 分别代表矿粒和磁流体的密度，χ、χ_0 分别代表矿粒和溶液的比磁化率，ΔV 代表矿粒的体积，g 增为重力加速度，槽内 y 位置上的磁场强度为 H，磁场梯度为 $\frac{\partial H}{\partial y}$。

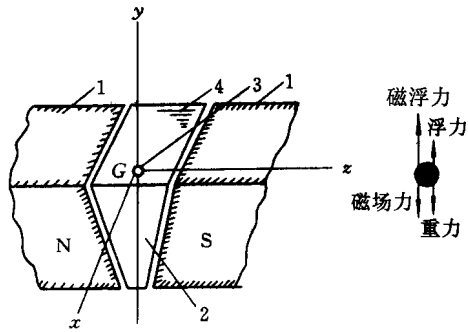


图 4－5－49　矿粒在楔形磁极间隙中顺磁性盐溶液内的受力情况

1－磁极；2－槽体；3－矿粒；4－顺磁性溶液

磁极间的磁场强度从上到下逐渐变大，槽内各水平层的“视在密度”也逐渐变大，不同密度的矿粒也会在其中分层悬浮。矿粒将在重力（$\delta\Delta Vg$）、介质浮力（$\rho\Delta \mathrm{t} Vg$）、磁场力 $\chi\Delta VH\frac{\partial H}{\partial y}$ 和磁浮力 $\chi_0 VH\frac{\partial H}{\partial y}$ 的共同作用下处于静力平衡状态：

$$\delta\Delta Vg-\rho\Delta Vg+\chi\Delta VH\frac{\partial H}{\partial y}-\chi_0 VH\frac{\partial H}{\partial y}=0 \qquad (4-5-28)$$

上式两边同除以矿粒体积 ΔV，整理得

$$\frac{\delta-\rho}{\chi_0-\chi}=gH\frac{\partial H}{\partial y}=C$$

或

$$(\delta-\rho)g-(\chi_0-\chi)H\frac{\partial H}{\partial y}=0 \qquad (4-5-29)$$

C 值是矿粒在磁流体中悬浮高度的表征值，如果两矿粒的 C 值相同，则它们在磁流体中的悬浮高度也相同。当矿粒满足上式的条件时，矿粒在 y 位置上悬浮，否则矿粒将向上或向下运动，从而实现不同性质矿粒的分离。

②矿粒在 x 轴方向水平运动－矿粒在 x 轴方向水平运动，是由于矿粒

所在空间水平面 x 轴方向上磁场强度不均匀所致。这种不均匀性表现为间隙中部磁场强度大于间隙两侧磁场强度，所产生的磁场力 f_x 由间隙指向间隙中央，所产生的磁推力 F_x 则由间隙中央指向间隙两侧，如图 4－5－50 所示。

对弱磁性或非磁性矿粒来说，磁流体产生的磁推力大于磁场力，$F_x - f_x > 0$，所以在分选过程中，当矿粒在各自的高度上开始悬浮的同时，开始沿 x 轴方向由间隙中央向间隙两侧运动。利用这种行为，可以设计一种中间给料式磁流体静力分选机。

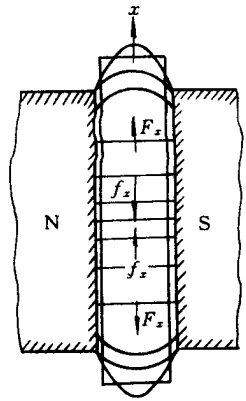


图 4－5－50　矿粒在 x 轴方向水平运动受力情况

假如要求分选机一端进料、一端排料，磁极 x 轴与水平面要有一定角度，使磁极间隙形成一个斜槽。角度的大小应保证矿粒在介质中受到的重力在倾斜方向上的分力大于磁推力。

③矿粒在 z 轴方向运动－在楔形磁极间隙中的球形颗粒，受到磁场力的影响，其 z 轴运动轨迹，在理论上必然会沿着磁场磁力线方向前进。在间隙下部，矿粒受力由槽中心线指向磁极面，在间隙上部，由于磁极边缘效应，矿粒受力由磁极面指向槽中心线。因此在不同区间矿粒分别向磁极面或槽中心线运动，形成了矿粒的拥挤，这是楔形磁极的重大缺点。总的说来，矿粒在 z 轴方向运动对分选不利。除了楔形磁极外，还有双曲线形磁极、等磁力线磁极等，后两者虽然降低了矿粒在 z 轴方向的运动，但还不能从根本上解决这一问题。

（二）磁流体动力选矿

磁流体动力分选是在磁场与电场的联合作用下，以强电解质溶液为分选介质，根据矿物之间密度、比磁化率和导电性的不同，分选弱磁性或非磁性矿物的一种选矿技术。

磁流体动力分选不同于磁流体静力分选之处在于它除了具有和磁流体静力分选一样有一个磁场（可以是不均匀磁场，也可以是均匀磁场）外，还有一个电场。电场中有电子通过，在磁场中产生洛仑兹力，其大小为电流密度 J（矢量）与磁感应强度 B（矢量）的乘积：

$$F_e = BJ \tag{4-5-30}$$

矿粒在磁流体动力分选机中处于静力平衡状态时有：

$$\delta \Delta Vg - \rho \Delta Vg + \chi \Delta VH \frac{\partial H}{\partial y} - \chi_0 VH \frac{\partial H}{\partial y} - BJ = 0 \tag{4-5-31}$$

工作介质向上的作用力为：

$$f = \rho \Delta Vg + \chi \Delta VH \frac{\partial H}{\partial y} + BJ \tag{4-5-32}$$

工作介质的视在密度为：

$$\rho' = \rho + \chi_0 H \frac{\partial H}{\partial y}/g + BJ/(\Delta Vg) \tag{4-5-33}$$

当磁场为均匀磁场时，磁场梯度为 0，以上三式中磁场力不存在。

磁流体动力分选的优点是分选介质为导电的电解质，来源广，价格便宜，粘度较低，分选设备简单，处理量大。缺点是分选介质的视在密度较小，一般为 3～4g/cm^3，分选精度较低。

（三）磁流体分选机

1. 磁流体静力分选机

日本利用磁流体分选非磁性金属的磁流体静力分选机结构如图 4-5-51 所示。它是利用一对永久磁极产生一个强度为 220～260kA/m 磁场，磁极夹角为 30°，磁极的对称轴线与垂直线成 15°。分选时，从给料端给入的原料经过磁极间隙空间时，重物自动沉入磁极开口下部的沉物箱中，轻物受原料给入端物料的推动，沿等视在密度线的倾斜方向越过磁极进入浮物箱。

2. 磁流体动力分选机

磁流体动力分选机类型很多，但它们的构造大同小异。图 4－5－52 是其中的一种。

其截面为矩形，给料区与排料区一定要用水平隔板分层，以防止由于电场磁场联合作用所形成的涡流破坏分层作用。电极安装在分选区的适当位置处，以使溶液通电。电极的极性应与磁极极性配合，以便产生与重力方向相反的洛仑兹力。电场与磁场电源，需使用经过整流后的直流电。

前苏联采用磁流体动力分选机分选锡石，比用普通重选设备少占地 2/3，降低生产成本 6%。

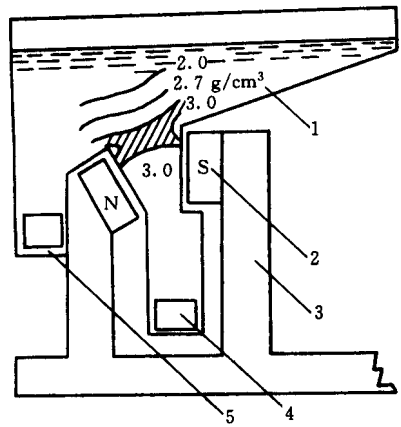


图 4－5－51　磁流体静力分选机

1－分选槽；2－磁极；3－支架；4－沉物箱；5－浮物箱

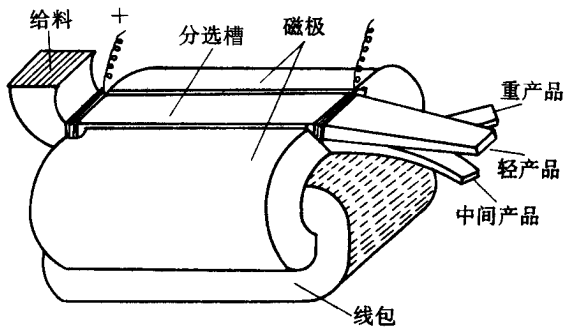


图 4－5－52　磁流体动力分选机

第三节　磁选工艺

一、铁矿石的磁选

按矿床的地质成因和工业类型，我国已探明的主要铁矿床可划分为 9 大类 鞍山式铁矿、镜铁山武铁矿、大西沟式铁矿、攀枝花式铁矿、大冶式铁矿、白云鄂博式铁矿、宁芜式铁矿、宣龙－宁乡式铁矿、风化淋滤型铁矿等。下面就常见的几种类型作简单介绍。

鞍山式铁矿是我国最重要的铁矿床，它不仅占总储量的 50% 左右，而且矿床储量规模一般较大，单个矿体的规模和厚度较大，埋藏不深，不少矿床可供露天开采。矿石中金属矿物以磁铁矿为主，其次是赤铁矿、菱铁矿、假象赤铁矿 脉石矿物有石英、绿泥石、角门石、云母、长石、白云石和方解石等。鞍山式铁矿贫矿多，结晶粒度细，要得到较高的选矿指标较困难。

镜铁山式铁矿主要分布在我国西北部甘肃境内，属于铁质碧玉型铁矿床，矿石中主要金属矿物为镜铁矿、菱铁矿等，共生有价矿物为重晶石。脉石矿物主要为碧玉、铁白云石等。

攀枝花式铁矿是一种伴生钒、钛、钴等多种元素的磁铁矿，其矿石储量居我国铁矿总储量的第二位，约占 15%，位于四川省攀枝花地区。矿石中主要金属矿物有含钒钛磁铁矿、钛铁矿，硫化物以磁黄铁矿为主，脉石矿物以钛普通辉石、斜长石为主。

大冶式铁矿是各类型铁矿床中矿点数量最多、分布最广的矿床，规模以中小型为主，占我国铁矿总储量的 10% 左右。本类矿床矿石组分比较复杂，往往伴生有 Cu、Sn、Co、Mo、S、Zn、Au 等元素。矿石中以磁铁矿为主，容易选别。金属矿物主要为磁铁矿，其次为赤铁矿、菱铁矿，还有少量黄铜矿、黄铁矿和磁黄铁矿等。除了铁矿外，一般综合回收 Cu、Co 等矿物。

白云鄂博式铁矿是我国独特类型的铁矿床，是大型铁与多金属复合的矿

床。矿区由东、西矿体组成，已发现的组成元素有 71 种，形成矿物 129 种。东矿体主要元素的赋存状态：平均含铁品位 36.48%，铁元素的 90%以上主要赋存在磁铁矿、原生赤铁矿、假象赤铁矿等含铁矿物中；稀土氧化物主要是氟碳铈矿和独居石，品位 5.18%。氟元素主要赋存在萤石和氟碳酸盐中，品位 5.95%；铌元素主要赋存在钛铁金红石、铌铁矿、易解石和黄绿石中，铌氧化物品位 0.129%。

根据含铁矿物的不同，有工业价值的铁矿石主要有：磁铁矿石、赤铁矿石、褐铁矿石、菱铁矿石和混合型铁矿石（赤铁矿－磁铁矿混合矿石、含钛磁铁矿石、含铜磁铁矿石）等。

（一）磁铁矿石磁选

磁铁矿石属高中温热液接触交代矿床的矿石（矽卡岩型），这种矿石最有效的选矿方法是磁选，典型的分选流程如图 4－5－53 所示。其分选工艺多配有一段或二段干式磁选分选中碎或细碎产品，作为分选前的准备作业。

干式磁选主要是排出粗粒尾矿和获得进一步进行深选的产品。对进一步深选产品经二段或三段细磨，再进行二段或三段湿式磁选，得最终精矿产品。湿式磁选一般用永磁圆筒型磁选机进行分选。一段或二段磁选机底槽多采用顺流型；三段或四段多为半逆流型；球磨机排矿直接磁选时多用逆流型或顺流型。

（二）磁铁石英岩矿石磁选

磁铁石英岩属于沉积变质矿床的矿石，目前国内外广泛采用磁选法分选这种类型矿石，该种类型矿石在我国被称为鞍山式贫磁铁矿石，在国外被称为铁燧岩、磁铁石英岩等，这类矿石在铁矿资源中占有重要地位，是目前磁选的主要对象。

磁铁石英岩选矿工艺的特点是采用阶段磁选阶段磨矿流程，这样可阶段排出单体脉石，减少下一阶段的磨矿量。

磁选设备多采用圆筒型磁选机，其底槽为逆流型和半逆流型。在国内和国外也有采用磁力脱水槽进行脱泥的实例。

下面以首都钢铁公司大石河铁矿选矿厂为例进行介绍。

大石河铁矿选矿厂是首都钢铁公司主要原料基地，位于河北省迁安县境

内。大石河铁矿石属鞍山式贫磁铁矿，构成各矿体的岩层系属于前震旦纪麻岩并呈条带状和片麻状构造。在矿体之间和矿体内部广泛发育着各种类型的夹石，开采过程中混入 15% 左右的废石，矿石贫化严重，地质品位 30.18%，入选矿石品位只有 25% 左右。

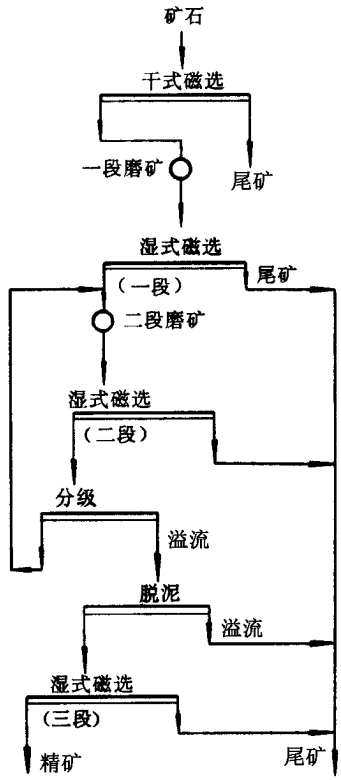


图 4－5－53　磁铁矿石的磁选流程

矿石中金属矿物主要为磁铁矿，其次有少量假象赤铁矿和赤铁矿；脉石矿物以石英为主，其次为辉石、角闪石等，有害杂质较少。

磁铁矿与脉石共生形态简单，容易解离。磁铁矿嵌布粒度较粗且均匀。结晶粒度为 0.062～0.5mm 的晶粒占 60%～70%，0.5～2mm 占 10%～20%，0.062mm 以下含量占 10% 左右。赤铁矿粒度较细。脉石矿物结晶粒度亦较粗，在 0.18～0.35mm 之间。矿石磨至 －200 网目占 75%～80% 时，有用矿物与脉石基本达到单体解离。

矿石化学多项分析结果见表 4－5－13。

表 4－5－13　大石河铁矿石化学多项分析结果

	Fe_t	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P	S
1 号矿样	29.90	11.18	47.20	0.75	1.24	2.19	0.038	0.02
2 号矿样	30.73	10.99	47.92	0.73	0.58	1.91	0.025	0.16

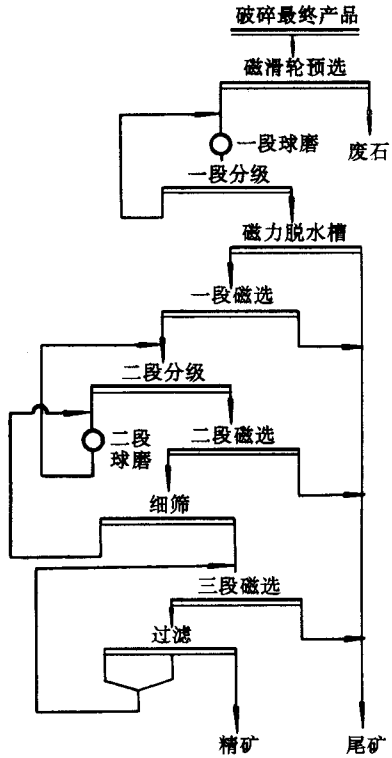


图 4－5－54　大石河铁矿选矿厂生产流程

流程采用阶段磨矿一弱磁选流程，如图 4－5－54 所示。首先，用磁滑轮对球磨机入料进行预选，在磨矿前可丢弃产率 8%、品位 9% 左右的废石，使入磨产品品位提高 2%，磁性铁回收率为 99%。对第一段磁选精矿进行二次分级、二次磨矿，二次磁选精矿经细筛后筛上物返回二段球磨机，由于三段磁选的入造粒度得到了严格控制，提高了矿物的单体解离度，可使精矿最终品位由 64% ~ 65% 提高到 67% ~ 68.5%。

该流程的主要技术指标为：原矿品位 26.28%，精矿品位 68.42%，尾矿品位 6.41%，回收率 82.64%。

（三）弱磁性铁矿物的磁化焙烧与弱磁选

1.磁化焙烧简介

赤铁矿、褐铁矿、菱铁矿、黄铁矿等矿物的磁性较低，用弱磁选无法回收，但可以利用磁化焙烧的方法将它们变成强磁性铁矿物（磁铁矿或 γ - 赤铁矿），然后利用弱磁选的方法回收。

磁化焙烧是矿石加热到一定温度后在相应气氛中进行物理化学反应的过程。根据矿石不同，化学反应不同。磁化焙烧按其原理可分为还原焙烧、中性焙烧和氧化焙烧等。

①还原焙烧——适用于赤铁矿和根铁矿。常用的还原剂有 C、CO 和 H_2 等。赤铁矿的化学反应如下：

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

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

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

褐铁矿在加热过程中首先排出化合水，变成不含水的赤铁矿，然后按上述反应被还原成磁铁矿。

②中性焙烧——适用于菱铁矿。菱铁矿在不通空气或通入少量空气的条件下，加热到 300～400℃时，被分解为磁铁矿，化学反应如下：

$$3FeCO_3 \xrightarrow{300\sim400^\circ} Fe_3O_4 + 2CO_2 + CO \qquad \text{（不通空气）}$$

$$2FeCO_3 + \frac{1}{2}O_2 \xrightarrow{300\sim400^\circ} Fe_2O_3 + 2CO_2 \qquad \text{（通入少量空气）}$$

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

③氧化焙烧——适用于黄铁矿。黄铁矿在氧化气氛中（或通入大量空气）短时间焙烧时被氧化变成磁黄铁矿，化学反应如下：

$$7FeS_2 + 6O_2 \longrightarrow Fe_7S_8 + 6SO_2$$

如果氧化时间很长，则磁黄铁矿变成磁铁矿：

$$3Fe_7S_8 + 38O_2 \longrightarrow 7Fe_3O_4 + 24SO_2$$

除了上述三种焙烧方法外，还有氧化还原焙烧和还原氧化焙烧，但最主

要的还是还原焙烧。

焙烧中加热原料和还原过程用的还原剂可分为气体、液体和固体三种。工业上最常用的是煤气、重油和煤。

2.焙烧产物的磁选

鞍山式赤铁矿在我国铁矿石资源中占重要地位。矿石中矿物组成比较简单,主要的铁矿物为假象赤铁矿、赤铁矿、磁铁矿,其次为镜铁矿、黄铁矿以及少量的褐铁矿、针铁矿、菱铁矿和铁白云石等。脉石矿物主要是石英,其次为透闪石、角闪石、阳起石、绢云母、绿泥石和方解石等。

镜铁山式铁矿石在铁矿石资源中也占有一定的地位。酒泉钢铁公司选矿厂处理的就是这类铁矿石。矿石中主要的铁矿物为镜铁矿、褐铁矿和菱铁矿。主要脉石矿物有重晶石、石英、碧玉和铁白云石等。矿石具有条带状和块状两种构造,以条带状为主。铁矿物之间嵌布粒度细小,呈粒状或鳞片状,同时存在硬度不大的矿物如重晶石、菱铁矿等,因此破碎或解离不甚困难。

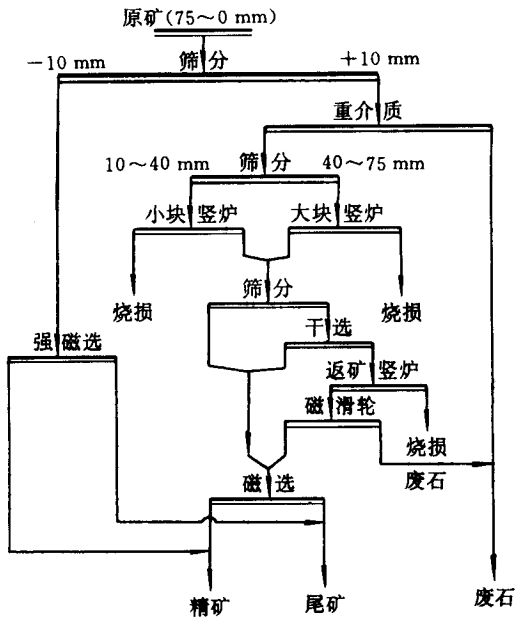


图 4－5－55　酒钢选矿厂生产流程

上述两类矿石中的块矿部分一般进入磁化焙烧炉中磁化,磁化产物用弱磁选的方法进行分选,粉矿用强磁选或浮选的方法分选。

酒钢选矿厂生产流程见图 4－5－55。其焙烧矿弱磁选流程与一般磁选流程基本相同，原则流程见图 4－5－56。流程中，有时配合有螺旋溜槽、旋流器等重选设备。

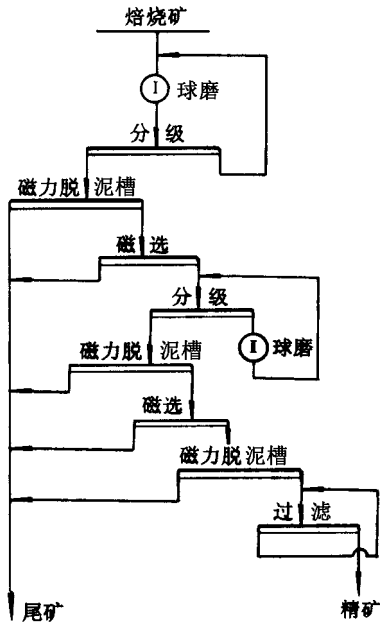


图 4－5－56　酒钢选矿厂弱磁选原则流程

（四）弱磁性铁矿物的强磁选

由于新型强磁选机不断研制成功，使得单独用磁选方法大规模处理弱磁性矿石，特别是氧化铁矿石成为可能。但是，在某些场合，磁选仍需与其他选矿方法联合，才能达到分选目的和要求。

琼斯湿式强磁选机已被大量用于氧化铁矿石的磁选。现在已有巴西、挪威、利比里亚、加拿大、西班牙、美国、瑞典等国家采用德国洪堡尔特 DP317 型琼斯磁选机分选氧化铁矿石。我国酒泉钢铁公司选矿厂、大冶铁矿选矿厂和海南铁矿选矿厂等采用我国制造的 SHP 型湿式强磁选机分选氧化铁矿石。

酒泉钢铁公司选矿厂采用两段连续磨矿、弱磁一强磁选流程处理 0～10mm 粉矿。粉矿经一段、二段磨矿和分级，用 ϕ1.0m 圆筒筛脱渣，ϕ1050mm×2100mm 中磁磁选机选出强磁性矿物，其尾矿再用 SHP3.2m 双盘磁选机进行一次粗选、两次扫选，其流程见图 4－5－57。

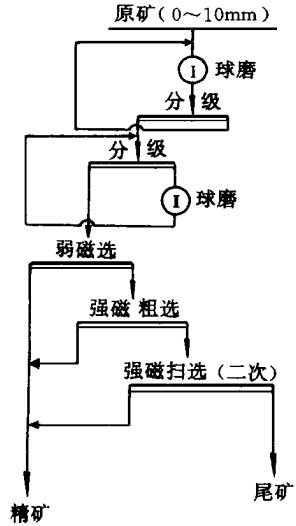


图 4－5－57　酒钢选矿厂强磁选流程图

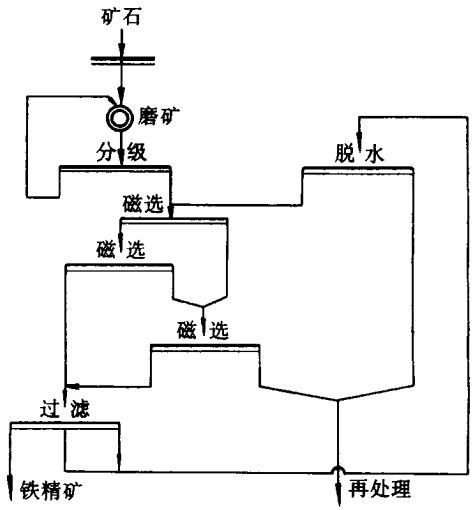


图 4－5－58　攀枝花钒钛磁铁矿磁选流程

（五）含钒钛磁铁矿磁选

钒钛磁铁矿石属于晚期岩浆分凝矿床的矿石。就其矿石粒度嵌布特性和矿物磁学性质而言，这种类型矿石是磁选较易处理的对象。目前在我国和国外已具有一定的生产规模，且有较广阔的发展远景。矿石中除含有磁铁矿外多伴生有钛铁矿和钒钴镍等有用元素。脉石矿物多为辉长岩。

我国攀枝花冶金矿山公司处理的就是钒钛磁铁矿。矿石的主要金属矿物有钛磁铁矿、钛铁矿，另有少量磁赤铁矿、褐铁矿、针铁矿、硫钴矿、硫镍钴矿、黄铜矿及墨铜矿等。脉石矿物主要以钛普通辉石、斜长石为主，其次为橄榄石、钛闪石，还有少量的绿泥石、蛇纹石等。

该公司采用一段闭路磨矿和二段磁选一段扫选的工艺流程分选磁性矿，见图 3－3－6，同时结合其他方法回收钛矿物和钒钴镍矿物。磁选指标为：原矿品位 30.81%，精矿品位 51.59%，尾矿品位 14.17%，回收率 74.5%。

二、锰矿石的磁选

世界锰矿资源主要分布在南非、前苏联、澳大利亚、中国等国家。除中国外，世界陆地锰矿储量约为 172.92 亿 t。中国截至 1999 年已探明的储量为 5.66 亿 t，居世界第四位。

主要的锰矿物有软锰矿、硬锰矿、黑锰矿、褐锰矿、菱锰矿等。

锰矿石的分类方法很多，按矿床成因分为沉积型、变质型、风化型等锰矿石 按矿石中铁、锰含量分为锰矿石及铁锰矿石 按工业用途分为冶金锰矿和化工锰矿。此外，还有按矿物的自然类型和所含伴生元素分为碳酸锰矿石、氧化锰矿石、混合型矿石及多金属锰矿石。

碳酸锰矿石——矿石中以各种碳酸锰矿物形态存在的锰，其含量占矿石中锰含量的 85%以上。

氧化锰矿石——矿石中以各种氧化锰矿物形态存在的锰，其含量占矿石中锰含量的 85%以上。

混合锰矿石——矿石中以各种碳酸锰矿物或氧化锰形态存在的锰，其含量均占矿石中锰含量的 85%以下。

多金属锰矿石——不同于上述三种锰矿石，除锰外还含有其他金属和非金属矿物。

我国碳酸锰矿多，约占锰矿总量的 57%。目前，锰矿选矿方法有重选、重介质一强磁选、焙烧一强磁选、单一强磁选、浮选以及多种方法联合等。

锰矿物属于弱磁性矿物，其比磁化率与脉石矿物的差别较大，因此，锰矿石的强磁选占有重要的地位。对组成比较简单、嵌布粒度较粗的碳酸锰矿石

和氧化锰矿石用单一磁选流程可获得较好的分选指标。分选碳酸锰矿石时，磁选机磁场强度需在 480 kA/m 以上，而分选氧化锰矿的磁选机的磁场强度要更高，一般在 960 hA 加以上。

下面结合我国几个锰矿选矿厂介绍锰矿石的磁选。

(一)氧化锰矿石的磁选

氧化锰矿石多数属于风化淋滤矿床的次生矿石，质地松软，含有较多的粘土矿物，在采矿和搬运过程中极易泥化，含泥量通常在 20% ~ 70%，为了提高矿石中含锰品位和改善破碎、筛分、选矿及运输条件，全部需进行洗矿。粗粒(约 5mm 以上)用跳汰等重选方法分选，细粒(约 5mm 以下)可以用强磁分选方法进行分离。

福建连城锰矿庙前矿区为风化壳型氧化锰矿床，分淋滤型、坡积型和淋滤与坡积混合型，以淋滤型为主。矿石中主要金属矿物有硬锰矿、软锰矿、锰土和褐铁矿等，脉石矿物以石英为主，其次为绢云母、蛋白石、重晶石，其他杂质主要是黄土、粘土等。

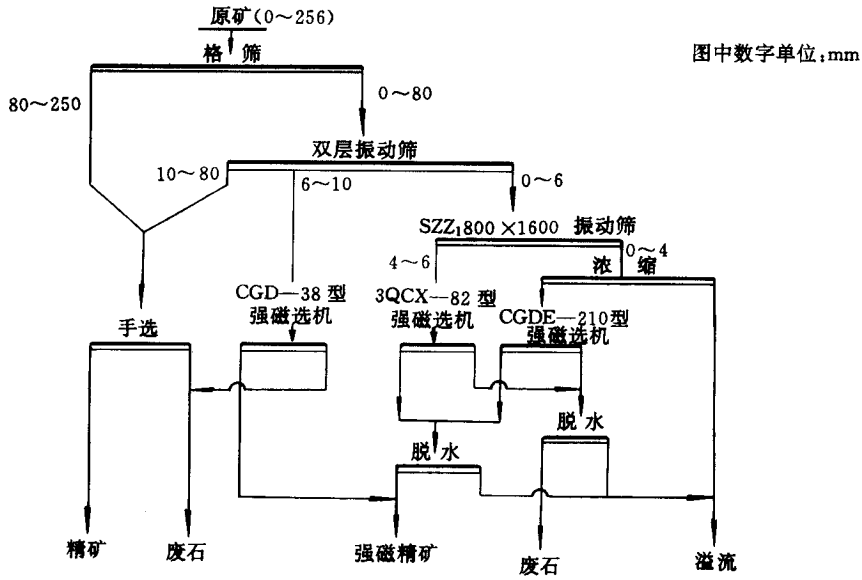


图 4－5－59　桃江锰矿强磁选流程

矿石流程为洗矿—跳汰—强磁选工艺流程。破碎到 70mm 以下后，先洗矿、筛分分级，+30mm 进行手选，4.5 ~ 30mm 矿石用 AM—30 型跳汰机重选，

-4.5mm 颗粒用 QC—200 型感应辊式强磁场磁选机分选。强磁入选品位 35.68%，精矿品位 41.23%，回收率 93.6%。

SPH 型强磁选机也用于氧化锰矿石的磁选。

(二)碳酸锰矿石的磁选

碳酸锰矿床，属于海相沉积型锰矿床，储量和规模较大，是生产商品锰矿石的重要资源。

湖南省桃江锰矿强磁选厂处理的是菱锰矿和锰方解石。矿石经细碎、磨矿和分级后，0.5～4mm 矿石进入 CGDE—210 强磁选机分选，0～0.5mm 进入 SHP 强磁选机分选，所得精矿合并后烧结，流程如图 4-5-59 所示。

三、有色和稀有金属矿石的磁选

磁选广泛应用于有色和稀有金属矿石(脉钨矿、脉锡矿、砂锡矿和海滨砂矿等)重选粗精矿的精选。

(一)钨粗精矿的精选

自然界已发现的钨矿物约有 20 种，其中具有工业价值的为黑钨矿和白钨矿两种。钨矿石一般也分成黑钨矿类和白钨矿类。我国是世界上钨矿最丰富的国家，石英脉型钨矿占我国当前开采量的 90%以上，钨矿物以黑钨矿为主，常含有白钨矿，另有锡石、辉钼矿、辉锡矿、黄铜矿、黄铁矿、方铅矿、闪锌矿等金属矿物，非金属矿物以石英、长石、云母为主。

黑钨矿的主要选矿方法是重选，粗、中粒用跳汰机，细粒用摇床。在重选过程中，一些密度较高的矿物，如锡石、白钨矿和大多数的硫化矿，都伴随黑钨矿一道进入粗精矿中。因此，需要精选以提高钨精矿的品位，同时回收各种副产品。

黑钨矿属于弱磁性矿物，而锡石、白钨矿是非磁性矿物，因此，利用磁选法可将它们分开。图 4-5-60 是我国某钨矿精炼厂钨粗精矿磁选精选流程：分选前将物料用对辊机破碎到 -3mm，筛分成 0.83～3mm、0.2～0.83mm 和 0～0.2mm 三级，分级磁选得到黑钨精矿。其中 0.83～3mm 的磁选尾矿，经对辊机破碎到 1.17mm 以下，使钨的连生体解离，再分级磁选，各粒级磁选作业的次数，视物料的性质而定。使用 ϕ900mm 单盘磁选机分选，磁场强度

为 955 ~ 1194kA/m。分选过程除可调整电流、电压、极距和给料粒度外，物料水分和铁污染的程度也会影响分选指标。磁选尾矿包含白钨矿、锡石和硫化矿，可用其他方法综合回收。

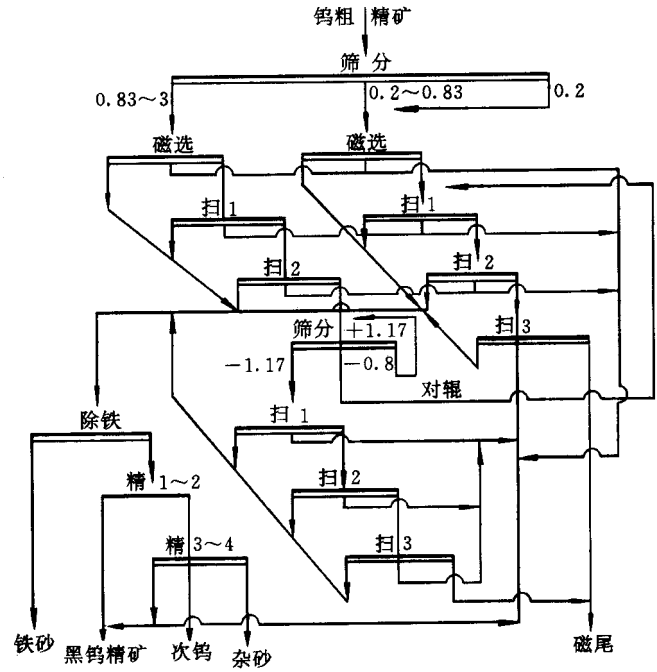


图 4 – 5 – 60　某钨矿精炼厂钨粗精矿磁选精选流程

磁选分选结果见表 4 – 5 – 14。

表 4 – 5 – 14　磁选分选结果

产品名称	产率 /%	品位/%			回收率/%	
		WO_3	Sn	S	WO_3	Sn
原　矿	100	56.98	4.21		100	100
黑钨精矿	70.2	70.93	0.13	0.48	87.31	2.17
中矿 1	2.37	24.21	0.88		1.00	0.50
中矿 1	1.90	34.20	3.88		1.14	1.75
尾　矿	22.52	20.82①	17.46	9.02	8.23	93.37
破碎粉尘	1.32	44.87	2.40		1.04	0.75
磁选粉尘	0.64	49.87	2.19		0.56	0.33
风机粉尘	0.75	37.74	5.82		0.49	1.03

产品名称	产率	品位/%			回收率/%	
	/%	WO_3	Sn	S	WO_3	Sn
铁　屑	0.11	55.76	3.79		0.11	0.10
片状钼矿	0.19	14.43②			0.05	

注：①白钨矿的品位为 18.41% WO_3；②筛分得出，含 35.21% Mo。

（二）含钽铌—独居石粗精矿的分选

具有工业价值的钽和铌矿物主要有钽铁矿、铌铁矿、黄绿石、褐钇铌矿、黑稀金矿、钛铌钙铈矿等。钽铌矿石类型大概分为钽铁矿—铌铁矿矿石、黄绿石矿石和其他含钽铌矿矿石。

钽铌矿粗选主要是重选法，粗精矿除含有钽铌矿物、锆石外，还含有磁铁矿、钛铁矿、独居石、石英、云母、石榴石、电气石和褐铁矿等多种矿物，组成复杂，分选困难，常常需要采用磁选、重选、浮游重选、浮选、电选、化学处理等方法的组合。

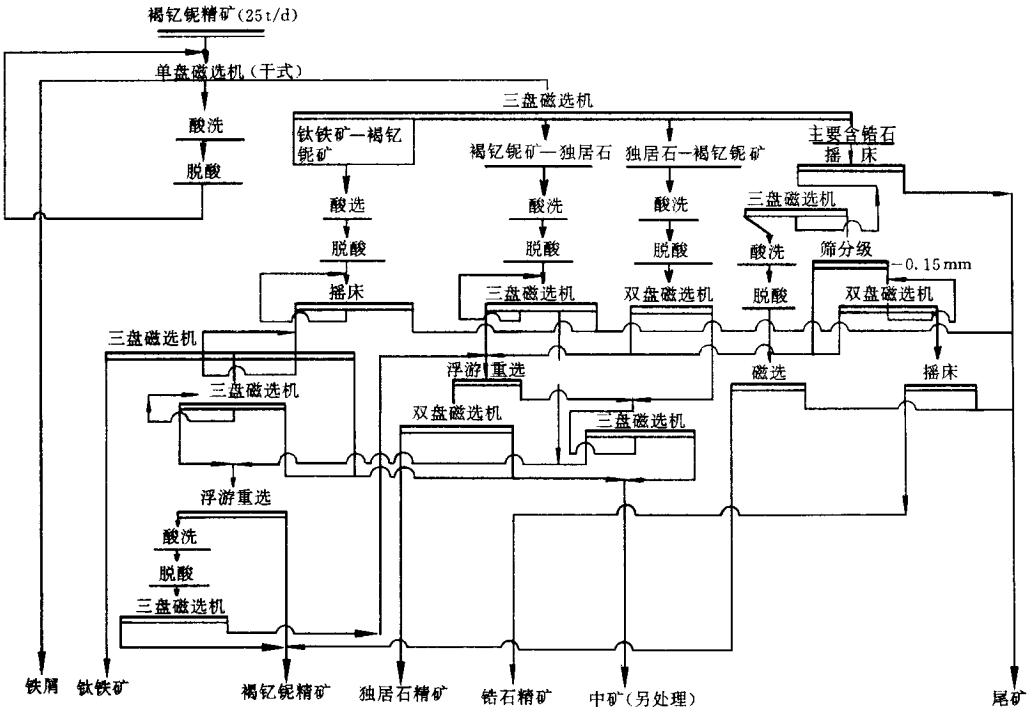


图 4－5－61　广西里松褐钇铌矿粗精矿的精选流程

钽铁矿的比磁化率为 $2.4\times10^{-8}m^3/kg$，铌铁矿为 $2.5\times10^{-8}m^3/kg$，褐钇铌矿为 $5.8\times10^{-8}m^3/kg$。鉴于铁含量的大小对磁选效果有很大影响，因此，在磁选前，一般先用酸作短时间（5～15min）处理，清除矿物表面铁质，提高磁选的选择性。

图 4－5－61 是广西里松褐钇铌矿粗精矿的精选流程。精选采用磁选—重选—浮游重选组合流程。粗精矿先经过烘干，然后给入单盘磁选机选出铁屑，其他进入三盘磁选机，利用各种矿物磁性的差异，严格控制操作参数，将矿物分成钛铁矿—褐钇铌矿组、褐钇铌矿—独居石组、独居石—褐钇铌矿组和锆石组。前三组物料先经酸洗然后采用摇床—磁选或磁选，选出的磁性物料用油酸、碳酸钠、硅酸钠浮出独居石，槽内产品即为揭钇铌矿。后一组采用摇床—磁选—摇床分选出褐钇铌矿和锆石精矿。指标为：褐钇铌矿精矿（Nb_2O_5）品位 35.72%，精矿回收率 87.62%；独居石精矿（$TR_{O_3}+ThO_2$）品位 65.23%；锆石精矿（ZrO_2）品位 60.48%；同时还回收了钛铁矿。

（三）海滨砂矿粗精矿的精选

海滨砂矿重选精矿中主要回收的矿物为钛铁矿、独居石、金红石和锆石等。钛铁矿磁性最强，独居石次之，金红石和锆石都是非磁性矿物，而金红石的导电率比锆石高得多。因此，处理这种矿石时，一般采用磁选一电选联合流程。

乌场钛矿精选厂位于海南省，是我国海滨砂矿主要的生产厂矿之一。该厂精选工艺流程采用摇床预先重选丢尾，磁选回收钛铁矿，然后电选分组，再用强磁选、电选、浮选及重选等联合工艺进行分离及提纯，综合回收锆石、独居石、金红石、锡石及残存的钛铁矿。该厂精选流程见图 4－5－62。

精选指标为：钛铁矿（TiO_2）品位 50.40%，回收率 81.70%；锆石（$ZrHfO_2$）品位 65.15%，回收率 51.0%；金红石（TiO_2）品位 90.05%；独居石（$TR_2O_3+ThO_2$）品位 60.90%。

四、非金属矿物的提纯和煤的脱硫

（一）工业矿物的提纯

工业矿物（如石英、蓝晶石、粘土矿物等）中的铁和钛氧化物是有害杂质。

现代高梯度磁分离技术的发展能使40多种工业矿物用这种方法提纯。下面以高岭土为例加以说明。

高岭土也称瓷土，它的主要成分是高岭石矿物，一种含水铝硅酸盐（$Al_2O_3SiO_2 \cdot 2H_2O$），主要用于造纸工业的填料和涂料、陶瓷和耐火材料及油漆颜料等。

无论纸张或是陶瓷，白色的光洁面极为重要。因此，白度是评价高岭土质量的重要参数。影响白度的主要物质是原料中的少量含铁矿物，如氧化铁、锐钛矿、金红石、菱铁矿、黄铁矿、云母和电气石等，占总量的0.5%～3%。为了脱除影响白度的含铁成分，可采用化学和物理方法来实现。在最好的条件下，化学漂白通常只可排除高岭土中铁量的50%不到，而浮选法比化学法还差。常规物理、化学法不能排除的是一些磁性较弱、粒度很细的矿物，而这些矿物用高梯度磁选法能有效排除。

现代高岭土精制工艺已广泛采用高梯度磁分离技术。英国、美国、德国、日本、罗马尼亚、澳大利亚等国家的高岭土工业已先后采用这一新技术。图4－5－62是应用高梯度磁选精选高岭土的一个流程。

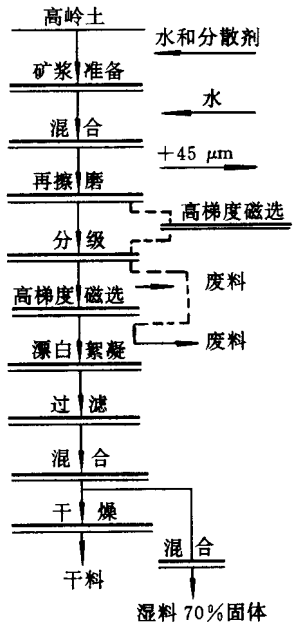


图4－5－62　高岭土高梯度磁选

(二)煤的磁选

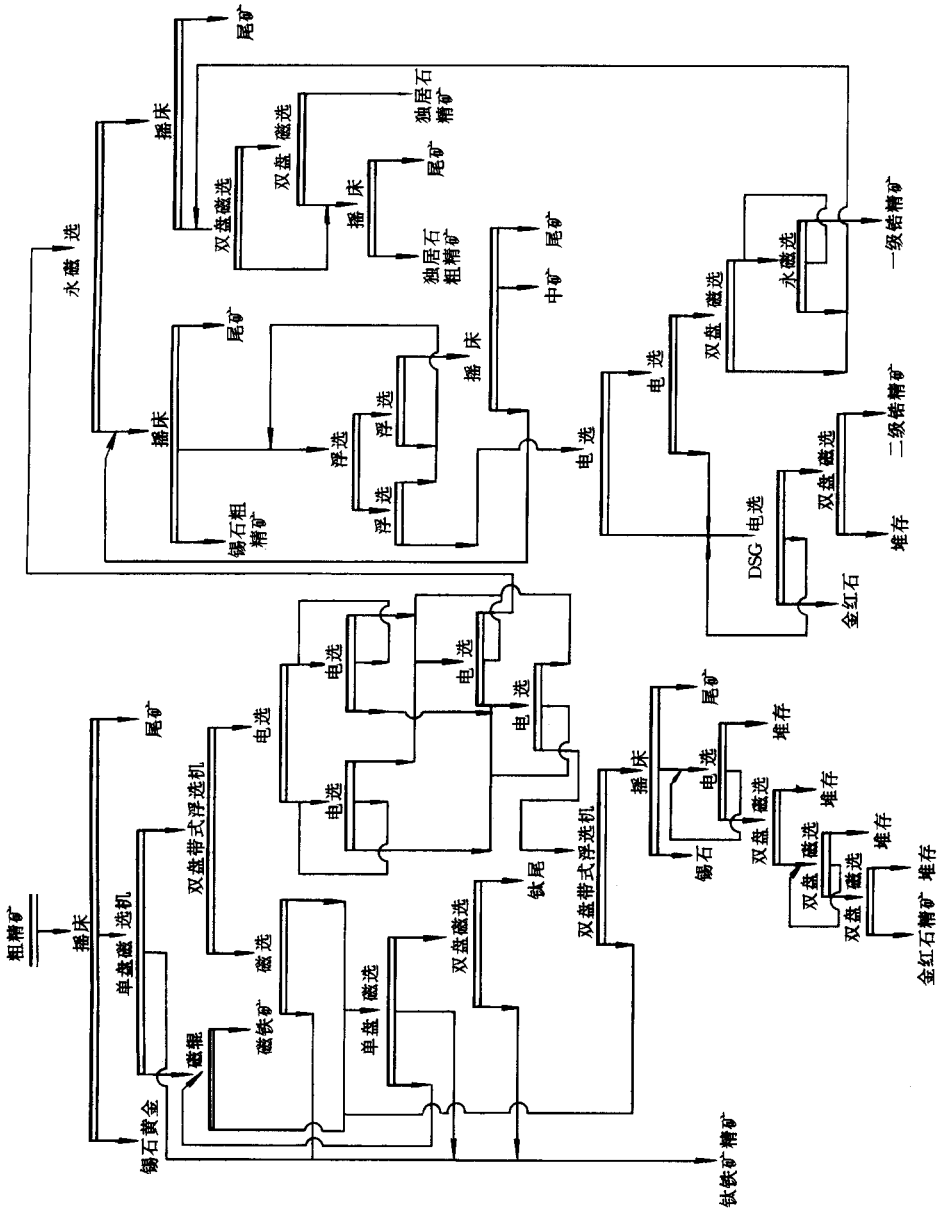


图 4-5-62a 乌场钛矿精选厂流程

煤燃烧时二氧化硫和飞灰颗粒的产生是导致环境污染的重要因素。煤

是一种复杂的不纯物质，除以 C、H、O、N 为主构成的有机成分外，还有一些粘土、页岩、砂岩和含硫的物质（如黄铁矿、白铁矿）等无机成分。煤中一般含有 1% ~ 5% 的硫，其中绝大部分是弱的顺磁性的黄铁矿或白铁矿（FeS_2）中的无机硫，约三分之一是有机硫。

纯的 FeS_2 是一弱的顺磁性物质，其比磁化率为（3.4 ~ 5）× $1O^{-9}m^3/kg$，但是煤中黄铁矿的比磁化率比纯黄铁矿的高，这主要是含有杂质或部分向磁黄铁矿 Fe_7S_8 转化所致。在硫化铁 FeS_x 体系中（其中，$1 \leqslant x \leqslant 2$），在 $1.08 \leqslant x \leqslant 1.2$ 的狭窄范围内，若 $x = 1.143$ 时，FeS_x 是强磁性的。即使极少部分黄铁矿颗粒向 Fe_7S_8 转化，也可导致比磁化率大幅度提高，这对于用磁选法脱硫是极为有利的。煤中主要矿物的比磁化率见表戏 4 – 5 – 12。

表 4 – 5 – 15　煤中主要矿外的比磁化事

组分	比磁化率 × $10^{-9}/m^3 \cdot kg^{-1}$	组分	比磁化率 × $10^{-9}/m^3 \cdot kg - 1$
黄铁矿	3.4	方解石	12.0
磁黄铁矿	强磁性	粘土	250 ~ 490
用铁矿	700	页岩	490 ~ 570
菱铁矿	4000	砂岩	180 ~ 250
铁的硅酸盐	1260	煤	– 5.0

煤可以用高梯度磁选、开梯度磁选等方法脱硫降灰，但现在还没有大规模运用到实际生产中，下面对几个实验结果作简要说明。

1.煤的湿式高梯度磁选

用磁感应强度为 2T、磁介质为直径 100μm 的钢毛、充填率 10% 的高梯度磁选机，对巴西煤脱硫，总硫量降到 20% ~ 50%，矿物硫降到 14% ~ 21%，即无机硫排除率达 80% 以上。

对微米级的弗里波特（Freeport）煤，当磁感应强度为 2T 时，灰分可以从 16.3% 降到 6.5%，进一步降至 4% 时磁感应强度需高达 15T。

2.煤的干式高梯度磁选

干式磁选无需脱水、干燥，可使流程简化，易在工业生产中推行。但由于细粒煤粒与含硫矿物间的无选择性粘附而使干式分选的效率降低，所以要用 65℃热空气低速输送给矿来加以消除。部分煤的高梯度磁选结果列于表 4

－5－16，磁选机磁感应强度为 2T，磁介质为钢板网。

表 4－5－16　煤的高梯度磁选

煤	低流速 /m·s^{-1}	降低率/%		回收率/%
		S	灰分	
Freeport	0.25	63.3	56.3	94.7
	0.46	61.7	62.0	95.6
Kentucky	0.25	19.9	49.1	93.0
150～600μm	0.46	18.4	40.8	93.9
Kentucky	0.25	23.0	45.6	89.2
75～150μm	0.46	23.0	51.9	92.4

结果表明，煤种对高梯度磁选结果有影响：Freeport 煤的硫脱除率 60%以上，灰分降低 55%～60%以上，发热量的回收率超过 90%；干式分选结果也表明，对 Kentucky 煤，硫和灰分的降低不很明显，这可能与它们的存在状态有关。

第四节　电选的基本原理

一、概述

电选是利用各种矿物及物料电性质不同而进行分选的一种物理选矿方法。

电选在工业上的应用始于 1908 年，此后在相当长的时期内进展不大，直到 20 世纪 50 年代末期，才有了新的发展，得到了更为广泛的应用。

电选的内容很广泛，包括电选、电分级、摩擦带电分选、介电分选、高梯度电选、电除尘诸方面。

摩擦电选是利用两种矿物互相接触、碰撞和摩擦，或使之与某种材料做成的给矿槽摩擦，产生大小不同而符号相反的电荷，然后给入到高压电场中，

由于矿粒带电符号不同，产生的运动轨迹也明显不同，从而使两种矿物分开。

介电分选是在液体介质或空气介质中进行的，通常大多在液体介质中进行。两种介电常数不同的矿粒或物料，在非均匀电场中，如果某种矿粒的介电常数大于液体介电常数，则该种矿粒被吸引，反之，介电常数小于液体者则被排斥，从而使之分开。

高梯度电选是在介电分选原理的基础上发展起来的一种新方法，它主要是针对微细粒矿物的分选。在介电液体中放入介电体（非导体）纤维或小球，此种介电体受到电场极化后，在其表面产生极不均匀的电场，从而增加了非均匀电场的作用力。当其中一种矿粒的介电常数大于液体介电常数时，粒子被吸向电场强度及梯度最大区域，反之则被排斥而进入低的电场区域，两种矿粒的运动轨迹也不同，故能使之分开。高梯度电选，很类似于高梯度强磁选，放入分选罐内的纤维或球介质，与高梯度磁选的钢毛或其他介质相似，也是一种捕获介质。

对于磁性、密度及可浮性都很近似的矿物，采用重选、磁选、浮选均不能或难以有效分选，但可利用它们的电性质差别使之分选。目前除少数一些矿物直接采用电选外，在大多数情况下，电选主要用于各种矿物及物料的精选。电选前，大多先经重选或其他选矿方法粗选后得出粗精矿，然后采用单一电选或电选与磁选配合，得出最终精矿。

除介电分选及高梯度电选是在介电液体中进行外，其余均为干式作业，对缺水地区具有优越性。对一些只适宜于干式分级的物料，电分级具有明显的优点。电选对周围环境不产生污染，因而在世界上一些发达国家，得到了更广泛的应用。

电选的有效处理粒度通常为 0.1～2mm，但对片状或密度小的物料如云母、石墨、煤等，其最大处理粒度则可达 5mm 左右，而湿式高梯度电选机的处理粒度则可下降到微米级。

在大多数情况下，电选都是在高压电场中进行的，除少数采用高压交流电源外，绝大多数均用高压直流电源，将负电输到电极，个别情况下才采用正电。

目前电选广泛用于下列诸方面：

有色和稀有金属矿物的分选——这两种类型的矿物常先经重选或其他选矿方法，除去大量的脉石矿物或围岩，得到一定品位的粗精矿，然后电选，或与磁选配合精选，使各种有用矿物彼此分开。典型的如白钨与锡石的分离；海滨砂矿或陆地砂矿重选后，得出的各种重矿物如磁铁矿、钛铁矿、金红石、独居石、锆石、磷钇矿等的分选；钽铌矿与石榴石、电气石、石英、长石、云母等的分选。

黑色金属矿的分选——少数铁矿、锰矿及铬矿直接采用电选，大部分仅在精选过程应用电选。电选对除去铁精矿、锰矿及铬矿中的硅酸盐类矿物（如石英等）有特殊的效果。现在一些国家常在这些矿石分选后，再增加一段电选以进行精选，不仅能进一步提高精矿品位，且大大降低了二氧化硅的含量，这对降低炼铁中的焦比、节约能源、提高高炉利用系数，具有重要意义。

砂金矿的精选——砂金也是先经重选，得出重矿物，通常包括黄金、磁铁矿、钛铁矿及少量石英等，将此重矿物用磁选与电选配合进行精选。当用磁选除去磁性矿物后，再用电选精选黄金，可以得到品位很高、富集比很大的黄金精矿，比一般选矿方法或混汞法要优越得多。

非金属矿物的分选——此类矿物包括石墨、石棉、金刚石、磷灰石、煤、钾盐、石英及长石的分选或精选，国外应用电选分离这些矿物者较多。

各种固体物料的分级——包括各种金属和非金属以及其他固体物料，在工业发达国家中对各种化工原料、涂料及冶金中的金属粉末、刚玉粉等的粒度要求很严格，当这些物料又不能采用湿式分级方法时，电分级就成为一种最为可行的方法，并能克服湿式分级而带来的一系列困难和省去必需的一系列浓缩、过滤和干燥设备。

各种固体物料或废料中回收非铁金属即从各类切削加工的废料、塑料中回收非铁金属；从火力发电厂及其他烟囱灰中回收煤及燃烧中产生的铝硅酸盐的球形颗粒及粉煤灰。

此外，电选还用于农业中选种、茶叶与茶杆的分选等。

二、矿物的电性质

矿物的电性质是电选的依据。所谓矿物电性质是指矿物的电阻、介电常

数、比导电度以及整流性等，它们是判断能否采用电选的依据。由于各种矿物的组分不同，表现出的电性质也明显有别，即使属于同种矿物，由于所含杂质不同，其电性质也有差别，但不管如何，总有一定的变动范围，可根据其数值大小判定其可选性。

(一)电阻

矿物的电阻是指矿物的粒度 $d = 1\text{mm}$ 时所测定出的欧姆数值。根据所测出各种矿物的电阻值，常将矿物分成下列三种类型：

导体——电阻小于 $10^6\Omega$ 者，表明此类矿物的导电性较好，在通常的电选中，能作为导体分出。

非导体——电阻大于 $10^7\Omega$ 者，此类矿物的导电性很差，在通常的电选中，只能作为非导体分出。

中等导体——即其导电性介于导体与非导体之间，电阻大于 $10^6\Omega$ 而小于 $10^7\Omega$ 者，此类矿物常作为电选中矿分出。

电选中的导体与非导体的概念与物理学中的导体、半导体和绝缘体是有很大差别的。所指的导体矿物是指在电场中吸附电子后，电子能在矿粒上自由移动，或在高压静电场中受到电极感应后，能产生正负电荷，这种正负电荷也能自由移动。非导体则相反，它在电晕场中吸附电荷后，电荷不能在其表面自由移动或传导，在高压静电场中只能极化，正负电荷中心只发生偏离，并不能移走，只要一脱离电场则又恢复原状，而不表现出正负电性。导电性中等(或称半导体)的矿物，则是介于导体与非导体之间的这类矿物，除确有一部分这类矿物外，在电选实际中，通常是连生体居多。

矿物中的杂质对矿物的导电性有显著影响。在实际中，一些矿物表面常常被其他物质污染，从而改变了矿物的电性质。例如，在钽银矿、白钨锡矿的精选中，由于表面粘附有铁质，原本属于非导体的矿物如石英、石榴石、长石、锆石等，变成了导体矿物，给电选造成困难。解决的方法是采用酸洗，清除表面杂质。

对于电阻小于 $10^6\Omega$ 者，电子的流动是很容易的，反之，电阻大于 $10^7\Omega$ 者，电子不能在表面自由运动，这在电晕选矿时表现最明显。当用电选分选导体和非导体时，两者电阻值悬殊愈大，则愈容易分选。

(二)介电常数

介电常数是指带有介电质的电容与不带介电质(指真空或空气)的电容之比,用 ε 表示。在相同的电压下,如果在电容器两极之间放入介电质后,则电容器之电容必然会增加。介电常数可用下式表示:

$$\varepsilon = C_k / C_0 \qquad (4-5-34)$$

式中　C_k——矿物或物料的电容,F;

C_0——空气的电容,F。

介电常数值的大小是目前衡量和判定矿物能否采用电选分离的重要判据,介电常数越大,表示其导电性越好,反之则表示其导电性差。一般情况下,介电常数 ε 大于 12 者,属于导体,用常规电选可作为导体分出,低于 12 者,若两种矿物的介电常数仍然有较大差别,则可采用摩擦电选而使之分开,否则,难以用常规电选方法分选。大多数矿物属于半导体矿物。

根据研究结果,介电常数的大小并不决定于电场强度的大小,而取决于测定所用交流电源的频率,且与温度有关。R.M.Fuoss 研究后得出了结论,低频时介电常数大,高频时介电常数小。现在常见的矿物介电常数都是在 50Hz 或 60Hz 的交流电条件下测出的数值,在 SI 制中,真空介电常数 $\varepsilon = 8.858 \times 10^{-12}$ F/m。

矿物的介电常数,可以用平板电容法及介电液体法测定。前者为干法,适应于大块结晶纯矿物,后者为湿法,可用来测细颗粒的介电常数。

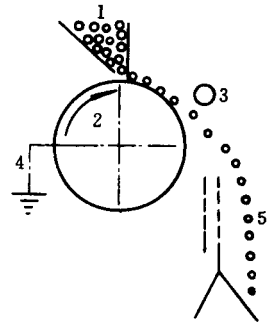


图 4-5-63　矿物比导电度测定装置

1-给矿斗;2-转鼓;3-高压电极;4-接地线,5-导体矿粒

(三)比导电度

测定装置如图 4－5－63 所示,由一接地的金属滚筒和一个平行于滚筒的带高压电的金属圆管组成。被测矿物给到滚筒上,在电场的作用下,颗粒由于感应而迅速产生表面电荷,当电压达到一定数值时,颗粒变成导体,迅速变成等电位表面,与接地滚筒的电位相同,因此被吸向电极,使之落下轨迹发生偏离,此时电压即为最低电压。反之,如电压低,矿粒不表现出导体的偏离作用,而被吸附在滚筒上沿普通轨迹落下。为此可采用不同电压、不同电性(正电或负电)测定出各种矿物所需的最低电压。石墨是良导体,所需电压最低,仅为 2800V,国际上习惯以它作为标准,将各种矿物所需最低电压与它相比较,此比值即定义为比导电度。例如钛铁矿所需最低电压为 7800V 测其比导电度为 7800/2800 = 2.79,其他矿物比导电度依此类推。

必须说明的是,这些测出和标定的电压乃最低电压,而不是最佳分选电压,实际分选电压常比最低电压要高得多。

(四)整流性

在测定矿物的比导电度时会发现,有些矿物只有当高压电极带负电时才作为导体分出,如方解石 ;而另一些矿物则只有高压电极带正电时才作为导体分出,如石英 ;还有一些如磁铁矿、钛铁矿等,无论高压电极的正负,均能作为导体分出。矿物表现出的这种与高压电极极性相关的电性质称作整流性。为此规定:

只获得正电的矿物叫正整流性矿物,如方解石,此时电极带负电;

只获得负电的矿物叫负整流性矿物,如石英,此时电极带正电;

不论电极正负,均能获得电荷的矿物叫全整流矿物,如磁铁矿等。

根据矿物介电常数和电阻的大小,可以大致确定矿物用电选分离的可能性 ;根据矿物的比导电度,可大致确定其分选电压,当然此电压乃是最低电压 ;根据矿物的整流性,可确定电极的极性。但实际上往往采用负电进行分选,正电很少采用,因为采用正电时对高压电源的绝缘程度要求较高,且不能带来更好的效果。

三、矿粒的带电方式

电选机采用的电场有静电场、电晕电场和复合电场三种。矿粒带电的方

法有传导、感应、电晕以及接触摩擦带电。

(一)传导带电

传导带电方法是最简单的方法。在静电场中,矿粒与带电电极直接接触,由于矿粒本身的电性质不同,与带电电极接触后所表现出的行为也明显不同。图 4－5－64 表示导体与非导体与带电电极接触后的行为。

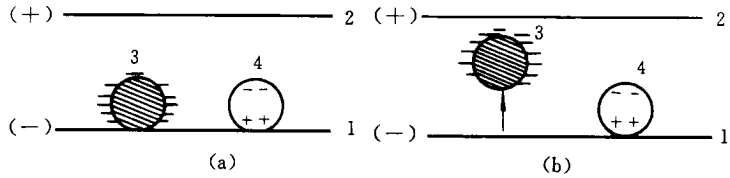


图 4－5－64　矿粒与带电电极接触带电

(a)矿粒与带电电极接触带电;(b)矿粒与带电电极接触带电后的行为

1－带电电极;2－接地极;3－导体矿粒;4－非导体矿粒

图中,负极表示高压电,正极表示接地极。导体矿粒与带电电极接触后,由于其导电性良好,电极立即将电荷传导给矿粒,矿粒获得与电极符号相同的电荷,从而受到排斥而吸向正极,如图 4－5－64(b)所示,且所获电荷全部传走。非导体矿粒则由于本身导电性很差,只能受到电场极化,电荷不能直接传导到矿粒上,极化后产生正负电荷中心偏移,靠近电极一端产生正电,另一端产生负电,而此电荷又均不能传走,所以被负电极吸住。一离开电场,仍又恢复原状。20 世纪 50 年代英国曾经生产过直接传导的鼓筒式电选机,但实际分选效率低,目前已很少使用。

(二)感应带电

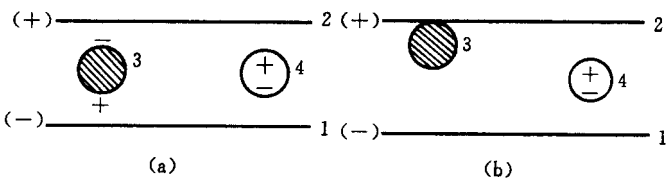


图 4－5－65　颗粒的感应带电

(a)两种不同电性质的矿粒置于带电电场中的情况;(b)带电后两种矿粒的运动行为

1－带电电极;2－接地极;3－导体矿粒;4－非导体矿粒

感应带电与传导带电显然不同，感应带电是矿粒并不与带电电极接触，完全靠感应的方法而带电，如图 4－5－65 所示。

导体矿粒在电场中感应后，靠负极的一端感应为正电，另一端则为负电；非导体矿粒则只受到电场极化，正负电荷中心产生偏转，表现出的电荷为束缚电荷，不能移走。根据正负电互相吸引的原理，导体矿粒立即吸向负极（带电电极），在此一瞬间，正负电均通过传导而移走，然后从负极得到负电荷而被排斥，最终矿粒停留在接地极上。如两电极不是平行板极而带电电极又为尖电极，则导体颗粒会被吸向尖电极，非导体矿粒则仍停留在原来的位置。

（三）电晕电场中带电

传导、感应带电均属静电场，两者均不放电。而电晕电场不同，构成电场的电极之一采用直径很小的丝电极，曲率很大，通以高压直流正电或负电，而另一电极为平面或直径很大的鼓筒并接地。在高电压作用下，丝电极周围空气被击穿，正电荷迅速飞向高压负电极，负电荷迅速飞向接地正电极，从而在整个分选空间充满荷电体。电晕带电在整个电选发展史上起了很重大的作用，使电选效率大大提高。其带电过程如图 4－5－66 所示。

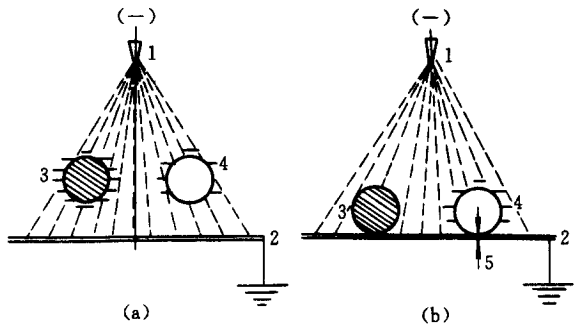


图 4－5－66　电晕电场中带电

(a)矿粒在电晕电场中荷电；(b)矿粒荷电后的情况

1－带负电电晕极；2－接地极；3－导体矿粒；4－非导体矿粒；5－镜面吸力

从图 4－5－66 可见，不论导体和非导体均能在电场中获得电荷，导体矿粒的介电常数大，获得的电荷多，但因其导电性好，吸附在表面的电荷能在表面自由流动，故能很快地分布于矿粒表面。而吸附于非导体表面的电荷不能自由流动，一俟导体和非导体颗粒与接地极接触，导体上的电荷瞬间（约为

1/40 ~ 1/1000s)传导至接地极而消失,非导体由于导电性很差或不导电,表面吸附的电荷不能传走或要花比导体至少多 100 乃至 1000 倍的时间才能传走一部分,所以与接地极相互吸引。此种情况在高压电选时更为突出,这有利于导体和非导体的分离。

(四)复合电场中带电

所谓复合电场是指电晕电场与静电场相结合的电场,采用复合电极是鼓筒式电选机发展史上的一个大进展,复合电场电选机的分选效果要好于单一的静电场或电晕电场电选机。复合电极的形式一种是电晕电极在前,静电极在后;另一种则是电晕极与静电极混装在一起,图 4 – 5 – 67 为两种电极结构示意图。

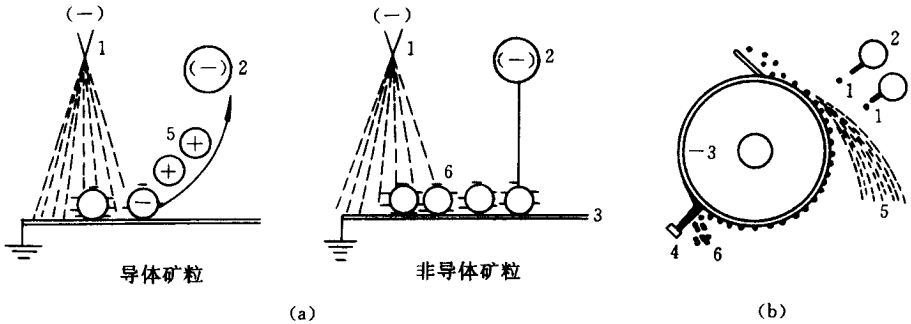


图 4 – 5 – 67　矿粒在复合电场中带电情况

(a)电晕极在前,静电极在后;(b)电晕极与静电极混装

1 – 电晕极;2 – 静电极;3 – 接地极;4 – 毛刷;5 – 导体矿粒;6 – 非导体矿粒

图 4 – 5 – 67(a),不论导体和非导体矿粒均先在电晕场中荷电,但随着矿粒往前运动,立即受到静电极的作用,导体传走电荷后,受到静电极的感应而带电并吸向静电极方向,非导体则不同,由于所吸附之电荷不能传走,受到静电极的斥力,将矿粒压于接地极(鼓筒面或平面极),显然两者的运动轨迹很不相同,据此将导体和非导体分开。

电晕极与静电极混装强化了静电场的作用,对导体加强了静电极的吸引力,对非导体则加强了斥力,使之紧吸于鼓面。

(五)摩擦带电

摩擦带电是通过接触、碰撞、摩擦的方法使矿粒带电。一种是矿粒与矿

粒互相摩擦，使各自获得不同符号之电荷；另一种是矿粒与某种材料摩擦、碰撞（包括滚动）使之带电。互相摩擦碰撞带电的根本原因是由于电子的转移。介电常数大的矿粒，具有较高的能位，容易受到极化，易于给出外层电子而带正电，而介电常数小者能位低，难于极化，易于接受电子而带负电。必须指出，并非所有矿物都能采用摩擦带电的方法进行分选，只有两种矿物都属于非导体矿物，且两者的介电常数要有明显的差别，才能产生电子转移并保持电荷，从而可以采用摩擦带电的方法实现分离。由于摩擦获得的电荷比较少，且受到摩擦处理量的影响，故该方法未能广泛地应用于生产。

四、电选过程的理论

电选实践中用的最多的是高压电晕电场及静电场，用的最普遍的是鼓筒式电选机。所以，主要介绍与它们相关的理论。

（一）矿粒在电晕电场中获得的电荷

球形矿粒在电晕电场中所获得的电荷，通常以下式表示：

$$Q_t = \left(1 + 2\frac{\varepsilon - 1}{\varepsilon + 2}\right) Er^2 \frac{\pi Kent}{1 + \pi Kent} \qquad (4-5-35)$$

式中　Q_t——球形矿粒在时间 t 内所获得的电荷，C；

t——矿粒在电场中所停留的时间，s；

r——矿粒半径，cm；

ε——矿粒的介电常数，F/m；

E——矿粒所在位置的电场强度，V/m；

e——离子电荷，等于 1.6×10^{-19}C；

n——电晕电场内离子浓度，$n = 1.7 \times 10^8$ 个/cm^3；

K——离子迁移率，即电场强度为每厘米 1V 电压时离子的运动速度。在标准大气压时，$K = 2.1$cm/s。

根据上式可以看出，矿粒获得电荷主要与电场强度 E、矿物颗粒半径和矿物的介电常数直接有关。电场强度越高，矿粒半径越大坝 u 经过电晕电场时所获得的电荷越多。

矿粒在电晕电场中荷电与达到荷电极大值 Q_{max} 的时间关系见表 3－4－

1。

表 4－5－17　矿粒在电晕电场中荷电与达到 Q_{max} 值所需时间

矿粒荷电时间/s	达到 Q_{max} 的百分数/%	矿粒荷电时间/s	达到 Q_{max} 的百分数/%
$1\times10J^{-3}$	9.1	1×10^{-1}	91.0
$5\times10-3$	33.3	5×10^{-1}	91.0
$1\times10-2$	50.0	1	99.0
5×10^{-2}	84.0		

(二)矿粒在电场中所受到的各种电场力和机械力

颗粒进入电场后,既受到各种电场力的作用,又受到各种机械力的作用。电场力和机械力的大小决定了矿粒的运动轨迹。对电选效果有影响的电场力主要有库仑力、镜面吸力,机械力主要有离心力和重力。矿粒在鼓面上受电场力和机械力情况图见图 4－5－68。

1.库仑力

矿粒在电场中获得电荷后,立即受到库仑力的作用,即使是导体矿粒,当它在高压静电场中受到感应而带电时,同样受到库仑力的作用。库仑力大小为:

$$F_1 = QE \tag{4-5-36}$$

式中　F_1——作用于矿粒上的库仑力,N;

Q——矿粒在电场中所获得的电荷,C;

E——电场强度,V/m。

对导体矿粒而言,库仑力为静电极对它的吸引力,其方向朝向带电电极;对非导体矿粒而言,则为斥力,方向朝向接地极。

2.镜面吸力

对非导体矿粒而言,表面荷有大量电荷而不能传走,必然与金属构件的鼓筒发生感应,而对应地感应出正电荷,从而吸在鼓筒表面。虽然这种电荷比较弱,但由于电场强度大,并同时受到库仑力的作用,非导体颗粒能更紧地被吸附在鼓面上。对导体矿粒而言,表面的电荷很容易传走,剩余电荷极少或等于零,一般不存在镜面吸力的作用,所以,镜面吸力是使导体矿粒和非导

体矿粒分开的重要电场力。

镜面吸力以下式表示：

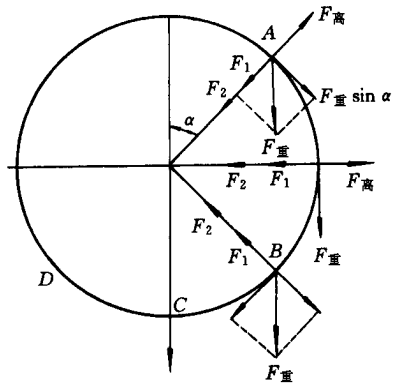


图 4－5－68　矿粒在鼓面上受电力和机械力情况图

$$F_2 = \frac{Q_R^2}{r^2} \tag{4-5-37}$$

式中　Q_R——矿粒剩余电荷，C；

r——矿粒中心与接地极之间的距离，m。

3. 机械力

矿粒在鼓筒上受到的离心力为：

$$F_{离} = m\frac{v^2}{R}$$

重力为：

$$F_{重} = mg$$

为了将不同电性的矿粒分开，矿粒在鼓筒电选机上所受的合力应满足下列要求。

对于导体矿粒，应在鼓筒的 AB 范围内落下，关系式为：

$$F_{离} + F_1 > F_2 + mg\cos\alpha$$

对于非导体矿粒，应在鼓筒的 CD 范围内落下，关系式为：

$$F_1 + F_2 > F_{离} + |mg\cos\alpha|$$

对于中等导电性矿粒，应在鼓筒的 BC 范围内落下，关系式为：

$$F_{离} + |mg\cos\alpha| > F_1 + F_2$$

第六章　矿石浮选分离新技术新工艺

第一节　浮选基本原理

一、概述

浮游选矿又称浮选，是细粒和极细粒物料分选中应用最广、效果最好的一种选矿方法。由于物料粒度细，粒度和密度作用极小，重选方法难以分离；而对一些磁性或电性差别不大的矿物，也难以用磁选或电选分离，但根据它们的表面性质的不同，即根据它们在水中对水、气泡、药剂的作用不同，通过药剂和机械调节，可用浮选法高效分离出有用矿物和无用的脉石矿物。

浮选虽是继重选之后发展起来的，但随着矿石资源越来越贫，有用矿物在矿石中分布越来越细和越来越杂，再加之材料和化工行业对细粒、超细物料分选的要求和精度越来越高，浮选法越来越显示出优越于其他方法的特点，成为目前应用最广且最有前途的选矿方法（目前在煤炭分选中尚少于重选）。浮选不仅用于分选金属矿物和非金属矿物，还用于冶金、造纸、农业、食品、医药、微生物、环保等行业的许多原料、产品或废弃物的回收、分离、提纯等。随着浮选工艺和方法的改进，新型、高效浮选药剂和设备的出现，浮选法将会在更多的行业和领域得到更广泛的应用。

一般而言，从水的悬浮液中（称矿物和水的悬浮液为矿浆）浮出固体的过程称为浮选。浮选已有几百年历史。工业中最早采用的全油浮选是将细粒矿石与大量的油和水一起搅拌，矿石中某些疏水亲油的矿物进入油中后浮

起,其他亲水疏油的矿物则留在水中,然后从油和水中再分离出不同的矿物。随后工业上采用的表层浮选法也有近百年历史,它是将细矿石粉撒在流动水面,矿石中某些疏水亲气的矿物浮在水面,另一些亲水疏气的矿物则沉到水中,分别收集后实现分离。上述方法虽都很简单,但效率也很低。

20 世纪初开始出现了现代浮选法的雏形——泡沫浮选法,即利用矿浆中产生的气泡增加气液界面,提高分离效率。最早是通过矿物在悬浮液中产生化学反应生成的气泡;也有的是将气体直接引入矿浆产生气泡;还有的是将空气和矿浆加压后在常压下释放产生气泡。1909 年发现了松油和醇等作为起泡剂,可形成适宜的气泡。1910 年发明浮选机,使泡沫浮选工业化。1925 年又发明了黄药作为捕收剂,浮选得到飞速发展。基于它的高效分离,近几十年浮选又向其他领域迅速扩展。随着对浮选的逐步认识,加上新型、高效浮选药剂的出现及浮选机的大型化和多样化,浮选工艺和方法不断改进,应用范围和规模也不断扩大,仅我国目前就有浮选厂近千家,现全世界每年用浮选处理的矿物数量已达数十亿吨。

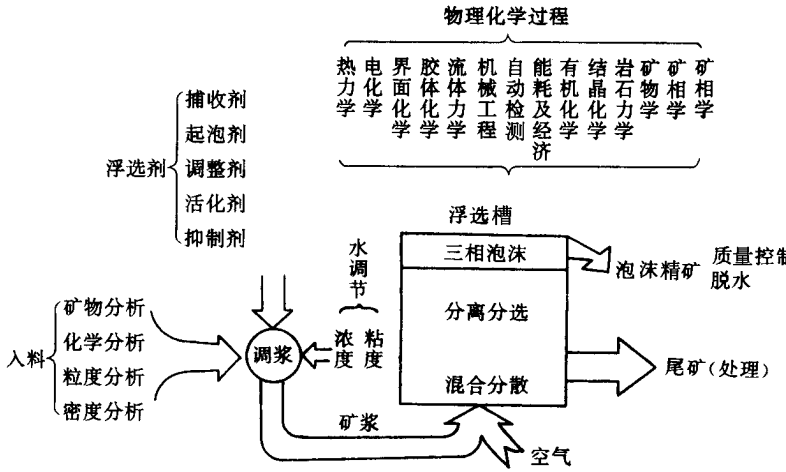


图 4－6－1　浮选过程基本概念

现代的泡沫浮选过程一般包括以下作业:①磨矿——即先将矿石磨细,使有用矿物与其他矿物或脉石矿物解离;②调浆加药——调整矿浆浓度适合浮选要求,并加入所需的浮选药剂,以提高效率;③浮选分离——矿浆在浮选机中充气浮选,完成矿物的分选;④产品处理——浮选后的泡沫产品和尾矿

产品进行脱水分离。泡沫浮选的过程和基本概念见图。

在图 4－6－1 中，固体矿物颗粒和水构成的矿浆（矿浆通常来自分级或浓缩作业）首先要在搅拌槽内用适当的浮选药剂进行调和，必要时（在选煤厂）还要补加一些清水或其他工艺的返回水（如过滤液）调配矿浆浓度，使之符合浮选要求。用浮选药剂调和矿浆的主要目的是使欲浮的矿物表面增加疏水性（捕收剂或活化剂），或使不欲浮的矿物表面变得更加亲水，抑制它们上浮（抑制剂），或促进气泡的形成和分散（起泡剂）。调好的矿浆被送往浮选槽，矿浆和空气被旋转的叶轮同时吸入浮选槽内。空气被矿浆的湍流运动粉碎为许多气泡。起泡剂促进了微小气泡的形成和分散。在矿浆中气泡与矿粒发生碰撞或接触，并按表面疏水性的差异决定矿粒是否在气泡表面上发生附着。结果，表面疏水性强的矿粒附着到气泡表面，并被气泡携带升浮至矿浆液面形成泡沫层，被刮出成为精矿；而表面亲水性强的颗粒不和气泡发生粘附，仍然留在矿浆中，最后随矿浆流排出槽外成为尾矿。这种有用矿物进入泡沫、成为精矿称正浮选，反之称为反浮选。图 4－6－2 详细描述了浮选槽内所发生的固液气三相混合、气泡分散和矿化、完成浮选的过程。由上所述不难看出矿粒表面性质差异的重要，这也是浮选的基本依据。

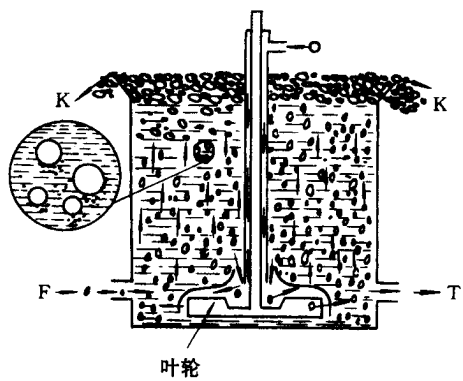


图 4－6－2　浮选槽内的浮选过程

F——入料；K——泡沫精矿；T——尾矿；

○——空气；• ——矿粒

二、固、液、气各相性质

如上所述，浮选是由于不同固体矿物的表面性质差异，通过它们对矿浆

中液体和气体的作用不同而实现分选的。有的矿物疏水、亲气，可粘附到气泡上，进入泡沫成为精矿，另一些亲水、疏气的矿物则不和气泡粘附，留在矿浆中成为尾矿（正浮选）。浮选中矿物的表面性质差异主要是由于固体的不同组成和结构所致，由于浮选是包括固、液、气三相体系的过程，所以又与液相和气相性质密切相关。

（一）固相的结构和性质

浮选中固相由有用矿物和无用的脉石矿物组成，它们以颗粒形式存在。自然界的矿物按工业用途可分为两大类：工业矿物（如 NaCl）和能源矿物（如煤）。前者多为晶体矿物，后者则为非金属矿物。

1.矿物的晶体结构

矿物表面性质是决定矿物向气泡附着难易程度的主要因素（又称可浮性），而影响矿物表面性质的主要因素是矿物的化学组成和结构。所有的矿物都是由离子、原子、分子等质点以一定的键（作用力）联系起来的。这些质点在矿物内部可呈规则排列，也可呈不规则排列。规则排列时称为晶体，不规则排列时称为非晶体。正是由于不同矿物具有不同晶型结构，因而具有不同表面性质和可浮性。

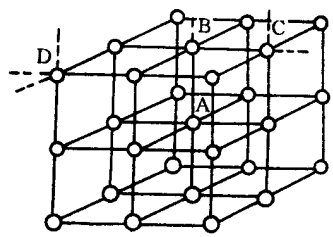


图 4－6－3　晶体内部的饱和健和表面的不饱和键

经破碎解离后的矿物表面由于晶体受到破坏，表面便具有了剩余的不饱和键能，因此具有一定的‘表面能”。如图 4－6－3 所示的一立方体颗粒，晶格内部的 A 质点和周围质点的作用力（键力）处于饱和平衡状态，所以 A 质点和周围质点联系的键称为饱和键。表面层的三个质点 B、C、D 则分别有一、二、三个不饱和键指向空间。这些指向空间的不饱和键有吸引周围物质来满足或补偿其表面不饱和健能的特性，依据其性质和强弱的不同，对矿物表面与水、与浮选药剂、与气泡、与水中的离子和分子等的吸附作用起决定性

的影响。而这种矿物表面的离子、原子或分子的不饱和表面键能特性及大小又取决于矿物内部的质点性质、键能特点及断裂面特性。

在晶体结构中，各质点以最高的对称形式按最紧密方式排列，质点间的相互作用力(键力)使质点相互靠近，到一定距离时由于电子云的穿插又会产生斥力，达到平衡后质点距离一般不再变化。组成晶格的质点不同，其键力不同，晶体的结构类型也不同，因而决定了其破碎后断裂面的表面可浮性也就不同。从浮选角度看，即如何从复杂多样的晶体结构中认识晶体的内部结构与其表面性质的关系，关键是了解晶体内部的质点性质和强弱，其次是了解矿物从哪部分断裂，然后其表面具有何种性质就大致清楚了。

晶体化学中根据晶体内部质点和键的性质将矿物晶体分为四类：离子晶体、原子晶体(共价晶体)、分子晶体和金属晶体。图 4－6－4 列出六种典型矿物晶体的晶格结构和可能的断裂面(虚线)。

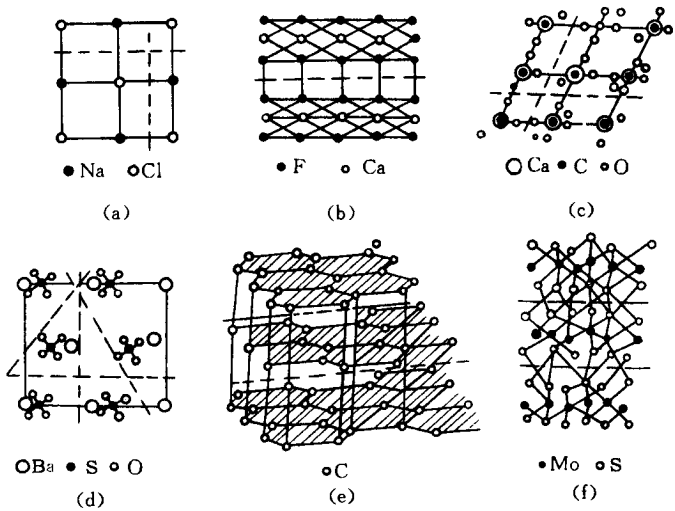


图 4－6－4　典型矿物晶格及可能断裂面

(a)岩盐 $NaCl$；(b)萤石 CaF_2；(c)方解石 $CaCO_3$；

(d)重晶石 $BaSO_4$；(e)石墨 C；(f)辉钼矿 MoS_2

(1)离子晶体

离子晶体由阴离子和阳离子组成，阴、阳离子交替排列在晶格结点上，它们之间以静电引力相结合，这种结合力所形成的键称离子键。矿物断裂时，沿离子界面断开，断裂后表面露出的是不饱和的离子键。由于阴、阳离子的

电子云可以近似地看成球形对称，故离子键没有方向性，一般配位数较高、硬度较大、极性较强。具有典型离子键的晶体矿物有岩盐 NaCl、萤石 CaF_2、闪锌矿 ZnS、金红石 Tin_2 和方解石 $CaCO_3$ 等。

(2)原子晶体

原子晶体由原子组成，晶格结点上排列的是中性原子，靠共用电子对结合在一起，这种键称原子键或共价键。共价键具有方向性和饱和性，一般配位数很小，因此，该晶体结构的紧密程度远比离子晶格低。原子晶格中没有自由电子，故晶体是不良导体；晶格断裂时，必须破坏共价键，故极性较强。共价键键合强度比离子键高，因此晶体的硬度比离子晶体高。自然界单纯以共价键结合的晶体在矿物中较少见，最典型的如金刚石，多数晶体为离子键和共价键的混合键型，如石英 SiO_2、锡石 SnO_2 等。

(3)分子晶体

分子晶体的晶格中分子是结构的基本单元，分子间由极弱的范德华力(即分子间力)或分子键联接。晶格破裂时暴露出的是弱分子键，分子间的引力与分子间距离的 7 次方成反比。分子晶体的特点：分子间无自由电子运动，故为不良导体。组成晶体的分子键很弱，因此硬度较小，对水的亲和力弱。多数层状构造矿物层与层之间常以弱分子键相连，如石墨、辉钼矿等。

以上是 3 种典型的晶体构造，除此之外还有金属晶体。金属晶体的结点上为金属阳离子，周围有自由运动的电子，阳离子与公有电子相互作用，结合成金属键。金属键无方向性和饱和性，具有最大的配位数和最紧密的堆积。晶格断裂后其断裂面上为强不饱和键。自然金和自然铜属于此类。实际上，自然界矿物很少由单一的键组成，常见的矿物多为混合键或过渡键型晶体。例如，硫化矿物和氧化矿物多为离子一共价键或离子—共价—金属键；氢氧化物和含氧盐类矿物则多为离子一分子链和离子一共价键。又如金红石 Ti—O 之间是以离子键为主向共价键过渡的键型，但离子键占主导地位，故划为离子晶体。多种元素所构成的晶体常同时存在几种不同性质的键。同一元素组成的晶体内，有时也有不同的键。因此，具体矿物的内部成键性质应作具体研究。

从断裂面来看，如萤石 Ca^{2+} 与 F^- 之间作用力较弱，故易于沿此界面断

裂。重金石与方解石各含有基团 SO_4^{2-}、CO_3^{2-}，基团内部都是共价键，金属离子与基团之间是离子键，晶格往往沿离子交界面断裂。石墨与辉钼矿具有典型的层状结构。石墨中的碳原子，在同一层内相距 1.42×10^{-10}m，层与层之间距离为 3.39×10^{-10}m，所以易沿层片间断裂。

2.矿物的表面键能、极性与天然可浮性的关系

矿物晶格破裂时，由于暴露在表面的键型不同，矿物表面性质也就不同，其规律大致如下：

①当断裂面以离子键为主，表面不饱和键具有强的静电吸引力，为强不饱和键。

②当断裂面以共价键为主，表面不饱和键多为原子键。该类表面有较强静电力或偶极作用，亦为强不饱和键。

③当断裂面以分子键为主，其表面不饱和键多为弱键。如矿物表面以定向力、诱导力为主，此种弱键又强于色散力为主的弱键。

矿物表面键能的差异对矿物的可浮性有极大的影响。这就是决定矿物可浮性的‘键能因素’。当矿物表面具有较强的离子键、共价键时，其不饱和程度较高，矿物表面有较强的极性和化学活性，对极性水分子有较大的吸引力，矿物表面表现出亲水性，称之为亲水性表面，此时的矿物可浮性差。当矿物表面是弱的分子键时，其不饱和程度较低，矿物表面的极性和化学活性均较弱，对极性水分子的吸引力小，这种矿物表面具有疏水性，称为疏水性表面，此时的矿物可浮性好。

自然界中天然可浮性好的矿物较少。通常，具有分子键的晶体，如石蜡、硫磺具有良好的天然可浮性；片状或层状结构的晶体，如石墨、滑石则具有中等天然可浮性；其他多数矿物都具有强的亲水性，其天然可浮性较差。大多数硫化矿、氧化矿、硅酸盐矿等都具有强的亲水性。要实现各类矿物的浮选主要是依靠人为地改变矿物的可浮性。要人为的改变可浮性，最有效的方法是靠调节不同的浮选药剂在不同矿物表面的吸附。如捕收剂定向吸附在矿物表面，其一端具有极性，朝向矿物表面，可满足矿物表面未饱和的键能，另一端具有非极性朝外，从而造成矿物表面的‘人为可浮性’如石蜡或烃类油那样疏水。

3.矿物表面不均匀性和可浮性

浮选中常发现,同一种矿物的可浮性差别相当大。其原因是实际矿物很少是理想典型的纯矿物,它们存在着许多物理不均匀性、化学不均匀性和物理一化学不均匀性(半导体),从而造成了表面的不均匀性,使可浮性发生各种变化。矿物表面不均匀性是多种原因作用的结果,但主要是物理的和化学的两类。

(1)矿物的物理不均匀性

典型完整的矿物晶体是少见的,总有各种结构上的缺点。矿物在生成及经历地质矿床变化过程中,矿物表面呈现的宏观不均匀性和晶体产生各种缺陷、空位、夹杂、错位以至镶嵌现象,统称物理不均匀性。

实际矿物的缺陷常见的有:存在阴离子空位,或夹带有间隙阳离子;存在阳离子空位,或夹带间隙阴离子。前两种情况使矿物的金属阳离子过量;后两种情况使非金属阴离子过量。晶体的错位是晶体的一种不整合现象,是晶体受外力的作用产生变形或沿着某一晶面产生滑动或晶格产生错乱的现象。实际晶体往往是由许多不同取向的微晶互相镶嵌而成的,形成所谓的"镶嵌现象"。实际晶体的"微缺陷"造成矿物的不均匀性,对矿物的可浮性有直接的影响。

自然界金属硫化矿物如方铅矿、黄铜矿、黄铁矿,都具有半导体性质。N型半导体靠电于导电,P型半导体靠空穴导电。矿物的半导体性质主要受晶体所含杂质的影响。当晶体中存在阴离子空位或夹带间隙阳离子时,则构成N型半导体;当晶体中存在阳离子空位或夹带间隙阴离子时,由于"正孔"的存在构成P型半导体。一般硫化矿物在和氧作用以前属于N型半导体,靠电子导电。和氧作用以后,矿物表面自由空穴的浓度增大,可以转变为P型半导体。硫化矿物吸附氧转变为P型半导体以后吸附捕收剂黄原酸阴离子的能位增高,硫化矿物易于实现浮选。

实际矿物表面经常存在细微的空隙和裂纹。不同矿物由于内部空隙与裂纹的多少不同,矿物的比表面积相差很大。例如:粒度为147～208 μm的石英比表面积为3000 cm^2/g,软锰矿的比表面积为155000 cm^2/g,同样粒度的烟煤其比表面积竟高达1500000 cm^2/g。

(2)矿物的表面化学不均匀性

在实际矿物中,各种元素的键合,不像矿物化学分子式那样单纯,常夹杂许多非化学分子式的非计量组成物。Cu、Ph、Zn、Hg、Ag 对 S 有很强的键合强度,具有形成硫化物的条件,因而常形成这类金属的硫化矿物。但是 As、Sb、Bi 却以络硫阴离子的形式与 Cu^+、Ph^+、Ag^+ 等形成含硫矿物,并且还可呈 AsS、As_2S_3、Bi_2S_3 等形式。Se 和 Te 的性质与 S 相近,因而就常以类质同象的方式混入各种硫化矿物(如黄铁矿、磁黄铁矿)中。

在硫化矿物中,有些非计量夹杂物往往具有重要意义。如磁黄铁矿中的镍,黄铁矿及黄铜矿中的金,方铅矿中的银等。掌握金属共生规律,认识矿物的化学不均匀性与可浮性的关系,对综合回收有用成分,提高选矿效果,具有重大的实际意义。

(3)矿物表面不均匀性与可浮性

矿物表面的不均匀性直接影响矿物表面和水及药剂的作用。近代采用示踪原子研究药剂和矿物的作用表明,药剂在矿物表面的分布是不均匀的,经常呈斑点状。在某个部位没有吸附药剂,而在另一部位吸附了几个甚至几十个分子厚度的药剂。与药剂作用的活泼部位称为活化中心。一般认为,药剂与矿物的作用首先从活化中心开始,然后再往外延伸。总之,由于矿物表面的不均匀性造成了矿物表面各区域浮选性质的差异。

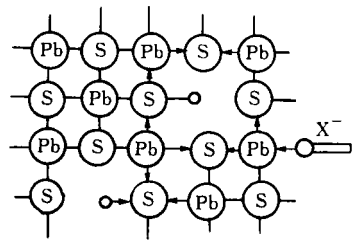


图 4-6-5　方铅矿(PbS)的缺陷与黄药离子反应示意图

图 4-6-5 是一种矿物的物理不均匀性(晶格缺陷,阳离子空位)与一种浮选捕收剂——黄药的反应示意图。由于阳离子空位,使化合价及电荷状态失去平衡,在空位附近的电荷状态使硫离子对电子有较强的吸引力,而阳离子则形成较高的电荷状态及较多的自由外层轨道。缺陷使晶体成为 P 型,因

而形成对黄原酸(阴)离子较强的吸附中心。相反,若缺陷使晶体成为 N 型(阴离子空位或阳离子间隙),则不利于黄原酸(阴)离子吸附。

理想的方铅矿晶体内部,Pb—S 之间大部分为共价键,只有少量为离子键,其内部价电荷是平衡的,故对外界离子的吸附力不强。缺陷使内部价电荷不平衡。从而形成表面活性,这就是缺陷的类型及浓度(缺陷数目)直接影响可浮性及使不同的方铅矿具有不同可浮性的原因之一。对硫化矿而言,缺陷除影响捕收剂吸附外还影响氧化还原状态及界面电化学反应。

图 4－6－6　是磷灰石的化学不均匀性与可浮性的关系。如前所述,方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、黄铁矿等许多硫化矿物的可浮性异常都与化学组成的不规则性有关。例如,不同矿床的闪锌矿(ZnS)具有不同颜色便与其中所含杂质有关。绿色、灰色和黄绿色是二价铁离子引起的;深棕色、棕褐色和黄棕色是锌离子本身显色特性和同晶形钢离子的取代所致。随着闪锌矿晶格中铁离子增加,其颜色由浅变深,当铁离子含量达 20% 左右,甚至达到 26% 时,闪锌矿变成黑色,并称之为高铁闪锌矿。各种颜色的闪锌矿可浮性异常极为明显。一般 Ag、Cu 和 Pb 这类杂质能够提高闪锌矿的可浮性,而另一些杂质,特别是铁则降低闪锌矿的可浮性,并影响到锌精矿的质量。杂质的取代交替,使得闪锌矿中的离子键分布、晶格参数、晶体表面能及半导体电性发生变化,从而使闪锌矿有广泛的化学不均匀性。

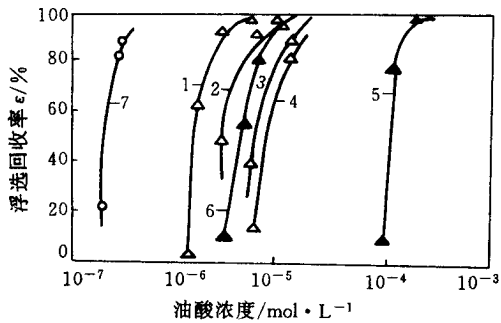


图 4－6－7　磷灰石的化学不均匀性与可浮性

1－F 磷灰石 $Ca_5(PO_4)_3F$(人工合成);2－F 磷灰石 $Ca_5(PO_4)_3F$(西班牙);

3－F 磷灰石 $Ca_5(PO_4)_3F$(前苏联);4－Cl 磷灰石 $Ca_5(PO_4)_3Cl$(人工合成);

5－Cl 磷灰石 $Ca_5(PO_4)_3Cl$(挪威);6－方解石;7－萤石

矿物化学组成不规则性对非硫化矿的影响亦很明显，例如，磷灰石有两种：OH 磷灰石和 F 磷灰石。它们的成分分别为 $Ca_5(PO_4)_3OH$ 和 $Ca_5(PO_4)_3F$，其中的 Ca^{2+} 可以被下列成分所置换：Mn、Sr、Mg、Na、K、Cu、Sn、Pb 和稀土元素等；PO_4^{3-} 可被 SO_4^{2-}、SiO_4^{4-}、CO_3^{2-}、AsO_4^{3-}、VO_4^{3-} 及 CrO_4^{2-} 等所取代；F^- 可被 OH^-、Cl^- 所取代。这些取代，使磷灰石有广泛的化学不均匀性，从而具有不同的可浮性。如图 4－6－7 所示，不同组分及产地的磷灰石，其可浮性有很大差别。

4.煤的组成结构与可浮性

煤是最主要的能源矿物，从矿物加工利用的角度看，可把煤当作一种非晶质矿物。近年来的大量研究证实，不同煤的化学组成、杂质分布和结构特点等不均匀性对其浮选性质影响是很大的。

(1)煤的基本组成

煤的组成有明显的不均匀性。煤是由有机质和多种无机矿物组成的复合体，其成分随煤化程度的变化而大幅度变化。因此，不同的煤具有不同的可浮性。按煤岩学的观点，煤有四种主要组分：丝炭、暗煤、镜煤和亮煤。丝炭具有纤维状结构，各小块中的纤维平行排列，性脆，外表很像木炭，呈暗淡光泽。暗煤具有不太明显的层理，一般较致密，有时出现粒状结构，其硬度和韧性都比较大。亮煤中常嵌布扁豆状的其他成分，往往是逐渐向暗煤转化的，在显微镜下观察，亮煤很像暗煤但带有大量无结构基质。镜煤与其他三种组分有很大的差别，其结构均匀，有贝壳状断口，并有明亮的光泽；由于劈理面截然不同，很容易把镜煤与其他组分区分开来。应该指出，煤的各种组分具有不断互相转化的性质，这就使煤粒表面的组成更加复杂，更不均匀，很难进行不同组分的优先浮选。

在煤泥浮选时，伴生矿物的性质对浮选效果有很大影响。进一步研究煤中夹杂的矿物种类及其嵌布情况，对煤泥浮选是很重要的。煤中夹杂的氧化物主要是石英，石英颗粒多呈圆形，有时也带有棱角，白色透明。煤中夹杂的碳酸盐主要是呈椭圆形的乳白色方解石。煤中还经常夹杂石膏、黄铁矿、白铁矿和粘土等矿物。在这些伴生矿物中，石英和方解石的自然可浮性很差，所以很容易与煤粒分离；黄铁矿是硫化矿物，比较容易浮游，它的浮选活性与

煤粒比较相近，所以用浮选方法脱除时，必须选择适宜的药剂制度 煤中若夹杂大量粘土矿物，会大大恶化浮选过程。粘土矿物会使矿浆泥化，同时，常常由于静电吸引而粘附于煤粒表面，致使煤粒的电动电位改变，不能浮起而混到尾煤中。近年来，许多研究工作者在对煤的化学组成与浮选性质进行研究后一致指出，煤的化学组成对其浮选性质的影响是很大的。

(2)煤的结构模型

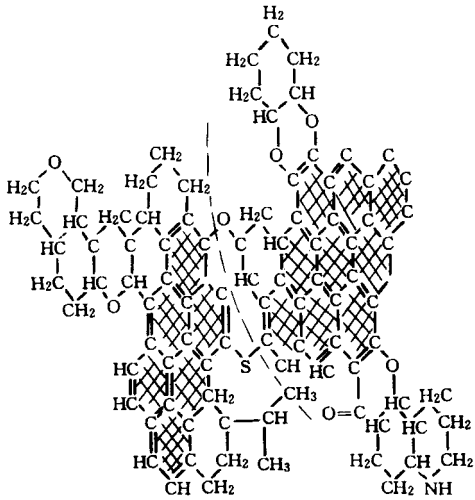


图 4－6－8　煤的结构模型

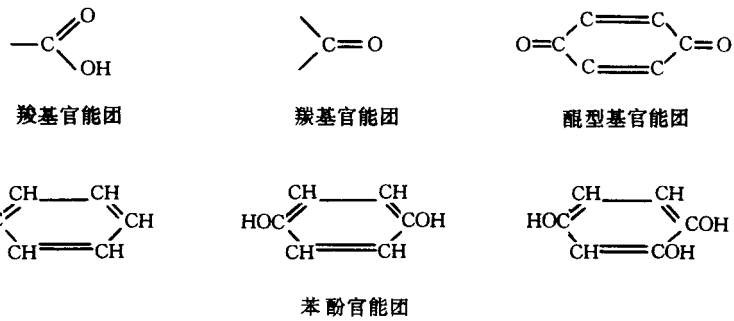


图 4－6－9　煤中有机体的多种含氧官能团

煤不是晶体结构，它的表面并不是均一的，而是由各种各样不规则的有机化合物组成。煤表面有大量空隙，因此，很容易从液体中吸附大量无机和有机物质 此外，煤炭表面很容易氧化，这些都影响了煤的浮选性质，使煤炭表面的浮选活性变得复杂。

关于煤的结构模型，以万一克列维廉提出的结构比较全面，它考虑了煤的物理性质、物理化学性质和化学性质（见图 4－6－8），指出了煤主要是由芳香网络所组成，即是多环芳香族高分子化合物，是由大量苯核结合的芳香族化合物，由多层平面碳网组成，但也存在侧链。煤在变质过程中侧链容易分解，生成含氧、含硫和含氮的官能团，如图 4－6－9 所示。研究表明，在煤中存在大量多环芳香族的结构成分，随变质程度的增加，碳网层间距缩小，组成芳香族的碳原子数增加，侧链部分减少。除多核芳香族的结构成分外，烟煤中还含有带脂肪链的氢化芳香族核。用红外线光谱分析法可证明烟煤中有氢键存在，这一点对煤与极性药剂作用机理有重要意义。煤的多环芳香核之间常以—O—键、—CH_2—键相连或通过由烷烃环和脂肪链所形成的氧化物中的氢键而互相联系。亮煤和镜煤组分含有比丝炭和暗煤组分更多的酚基，这就使亮煤和镜煤具有更大的吸附活性。必须指出，含氧官能团的吸附活性很强，它必然对煤与水、煤与浮选药剂的相互作用产生很大的影响，甚至起决定性的影响。

芳香核的化学性质不活泼，具有疏水性，但上面提到的羧基、羰基、羟基、羟基和苯酚官能团都具有亲水性。

（3）煤的可浮性

煤是多环芳香族化合物，各基本单元和周围侧链及官能团随变质程度不同有很大变化，因此，煤具有如下性质：

①组成不同，各组分实际无法分离，浮选好坏与各组分含量和性质有很大的关系；

②煤的主体是多苯芳香核，芳香核的化学性质不活泼，具有疏水性。因此，煤的主要表面是疏水的；

③在芳香核的碳网上，有数量不等的侧链，在氧化过程中很容易生成含氧官能团，使煤的某些部位具有亲水性；

④煤的结构中还含有一定数量的矿物质，多数矿物质具有一定极性，因而使煤部分表面具有亲水性；

⑤煤表面上的含氧官能团和无机矿物质虽使煤具有了一定亲水性，但这些部位也有较高的化学活性，捕收剂中的某些杂极性分子可以吸附在这些活

性部位,从而提高整个煤粒的疏水性;

⑥煤的变质程度对煤的可浮性有很大的影响。通常,中等变质程度的煤具有最好的可浮性。变质程度高和变质程度低的煤,其可浮性均有下降。变质程度低时,含氧官能团数量大,孔隙度达 10% 以上;变质程度高时,亲水的含氧官能团数量虽有所降低,但侧链含量也减少,而且侧链变短,使疏水程度降低,孔隙度也比中等变质程度时有所增加,因此,在这两种情况下,可浮性均较差;

⑦煤表面易氧化。煤氧化后可浮性变差。煤表面是否存在官能团是决定煤能否氧化的重要因素。煤在水中时的氧化比在空气中剧烈的多,所以煤的浸泡时间对煤可浮性有很大的影响。

(二)液相的结构和性质

浮选时液相为水,液体水的结构和性质对矿物表面性质、浮选药剂的性质及浮选过程均产生极大的影响,决定了浮选的特征。

1.水分子的结构特点

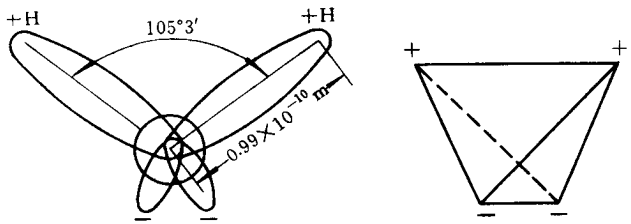


图 4-6-10　水分子结构示意图

水分子由两个氢原子和一个氧原子组成,三个原子核构成以两个质子为底的等腰三角形,见图 4-6-10。其中氧的两个独对电子不成键,形成两个负电中心,两个杂化轨道与氢成键,形成水分子的两个正极,成为由两个正极和两个负极的四极结构,其电荷集中在四面体的顶部。由水分子的结构可见,水分子的正负电荷中心距离较远,因此为强偶极子,偶极长度为 0.386×10^{-10} m,偶极距为 $(5.69\sim6.56)\times10^{-30}$ C·m。

水的宏观结构特点主要是由于水的氢键缔合和偶极缔合所引起的"四面体笼架结构"和"闪动簇团",见图 4-6-11 和 4-6-11。

水分子有两个正极和两个负极,且相距较远。水分子的两个正电性的氢

原子同相邻水分子中的氧原子的独对电子相互吸引，形成氢键（氢键缔合）。氢键能约为 18.9 kJ/mol，这是水分子的主要缔合能。每个水分子都可能和邻近的四个水分子通过氢键结合形成四面体笼架结构。此外，作为强偶极分子，水分子间还具有分子作用能（分子缔合），其分子缔合能约 4 ~ 8 kJ/mol，其中 85% 为定向效应（永久偶极—永久偶极），10% 为色散效应（瞬间偶极—瞬间偶极），5% 为诱导效应（永久偶极—诱导偶极）。由此可见，水分子主要可能通过氢键缔合（其次是分子缔合），形成宏观上如图 4 - 6 - 12 所示的“大分子”特性。

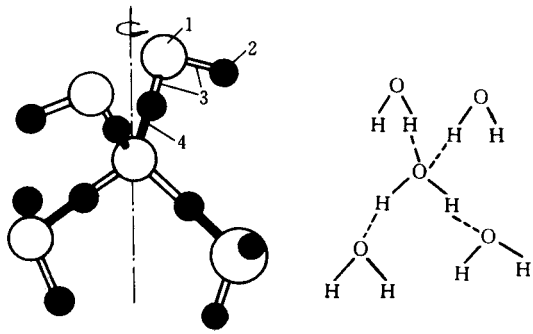


图 4 - 6 - 11　水分子通过氢键结合形成的四面体结构

1 - 氧原子；2 - 氢原子；3 - O——H 共价键；4 - 氢键

根据Frank、Wen等提出的“闪动簇团”模型，水是由四面体笼架结构构成的簇团在略为“自由”（氢键断开，仅有分子缔合作用）的水中漂游的一种混合体。簇团本身并非恒定不变，它是不断形成又不断破坏，具有“闪动性”；非簇团状态的水分子其氢键已断裂，分子间仅有分子缔合作用，作用较弱，如图 4 - 6 - 12。

由于水分子的强极性的结构特点，导致了与浮选有关的主要性质：具有很高的介电常数、很高的溶解能力和很强的水分子间的缔合作用。这些性质决定了浮选相界面某些作用的重要性质。

2. 水分子对矿物表面的作用

矿物破裂后，其断裂面上具有不饱和键。将断裂面置于真空中，则得不到任何补偿；如置于空气中，虽可得到部分补偿，但由于氧、氮分子密度很低，不具有极性，所得到的补偿极小；如果将断裂面置于水中，则矿物表面的不饱

和键与水偶极子发生作用，得到部分补偿。

矿物由于构成其晶格结构的不同，当矿物破裂后，其断裂面上希望得到补偿的不饱和键特性不同，因而矿物表面的极性也有差别。水分子则会根据矿物表面的极性不同在其表面进行不同形式的定向排列，形成不同性质的水化层或水化膜，使矿物表面的自由能发生变化。

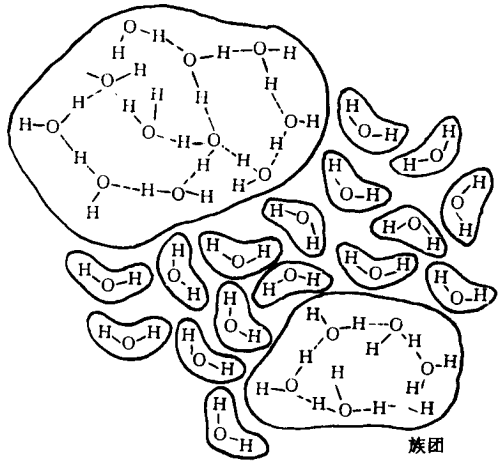


图 4－6－12　液相水的闪动簇团模型

——O—H 共价键；- - - - 氢键

矿物断裂面上不饱和程度高时，水分子易与其作用，作用后形成水化层，取代原先表面上的空气，且作用后的固—水界面能小于作用前的固—气界面能，因而属自发过程；而不饱和程度低的表面则相反，水分子不易与其作用，作用前后表面自由能增加，所以水难以自发取代原先矿物表面的空气，形成水化层。水分子与矿物表面的作用严重影响矿物与气泡的接触过程与稳定状态。

3.水的溶解能力

水的溶解能力在浮选过程中具有相当重要的作用。由于水会对矿物表面的一些离子溶解，从而改变矿物表面的化学组成、界面电性及液相的化学组成，结果也改变了矿物在浮选过程中的行为。

对一般矿物，当水化能高于其晶格能时，矿物即发生溶解，一直进行到被溶解的离子在固、液两相的化学位相等时为止。除盐类和氧化程度较高的矿物外，多数矿物的溶解度均不高。矿物的溶解度除受上述晶格能、水化能的

影响之外，还受固体颗粒和水中含有的其他化学元素（通常称之为杂质）的影响。当水中含有矿物组成的同名离子时，水对矿物的溶解能力降低；而含有其他离子时，可以提高水对矿物的溶解能力。例如，在溶液中含 Ca^{2+} 和 F^- 时，水对萤石 CaF_2 的溶解能力降低，含有其他离子时，水对萤石的溶解能力提高，其结果见图 4－6－13。

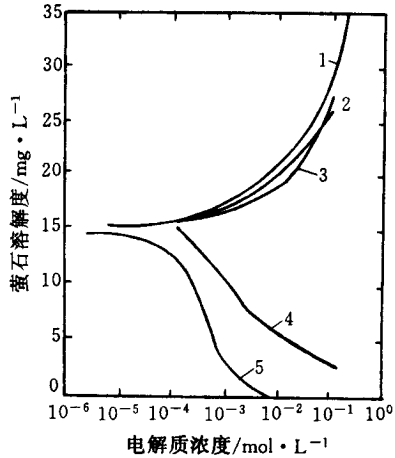


图 4－6－13　水中离子（无机电解质）对萤石溶解的影响（20℃）

1－Na_2SO_4；2－NaCl；3－NH_4Cl；4－$CaCl_2$；5－NaF

矿物的溶解使矿浆中含有多种离子，这些所谓的“难免离子”是影响浮选的重要因素之一。虽然大部分矿物的溶解度不大，但进入矿浆中的矿物质还是显著的，如换算成每吨待浮矿石的克数，则完全可与常规使用的浮选药剂单位加入量相比拟。“难免离子”的影响是多方面的：包括相互作用生成原矿浆中没有的新化合物及其相互间作用的产物改变矿物表面的组成与电位；“难免离子”与浮选药剂及水中存在的硬度盐类离子（Na^+、K^+、Ca^{2+}、Mg^{2+}、Cl^-、碳酸盐和碳酸氢钠离子等）发生反应，使矿浆 pH 值向某侧移动等。在每一具体情况下，“难免离子”会对浮选产生不同的影响。

水对大多数盐类矿物溶解比较复杂，溶解下来的离子还要发生一系列水解和形成络合物等反应，因而在水中出现大量复杂的离子、分子和络合物，从而大大影响和改变分选过程。所以在浮选过程中应注意水对这些矿物的作用和生成物对浮选的影响。

（三）气相及其性质

泡沫浮选过程中，空气所形成的气泡是一种选择性的运载工具。浮选矿浆中某些颗粒能够粘附到气泡上浮出，其余则不能粘附到气泡上而留在矿浆中，从而将它们分离。矿粒表面粘附了气泡以后，其可浮性改变。气泡还可以由于压力降低从溶液中析出，并优先地吸附到矿物的疏水表面上，促进矿粒与大气泡的粘附。气相在溶液中必须形成足够数量的气泡，保证上浮的矿物有足够的气泡面积供其粘附。气泡的粒径应与浮选矿物的粒度相适应，并有一定数量的空气溶解后析出的微泡，才能保证浮选效果最好。浮选中的气相主要是空气，空气主要是由氧、氮、二氧化碳等组成的混合物。空气中不同成分在水中的溶解度不同，因而与矿物和水的作用也不同，对分选有不同影响。

1.空气的性质及对分选的影响

空气是一种典型的非极性物质，具有对称结构。易和非极性表面结合，分选时可优先与非极性的疏水性表面附着。

空气中的氧对硫化矿来说是一种浮选促进剂。试验证明，不含杂质的、未经氧化作用的硫化矿表面具有亲水性，不能直接进行浮选。氧在硫化矿表面吸附后，可使矿物表面水化作用减弱，使黄药类阴离子捕收剂更容易在矿物表面吸附和固着。矿浆中同时存在黄药阴离子和氧时，首先吸附氧，然后才吸附黄药阴离子。接触角测定表明，氧气能增加矿物表面的接触角，而氮气和二氧化碳没有这种作用。对硫化矿、非硫化矿和煤炭的接触角进行的测定表明相同结果，这说明氧的存在对浮选有利，特别是用黄药类捕收剂浮选硫化矿时更是如此。因此分离许多非硫化矿时，可利用氧作为活化剂、氮作为抑制剂，利用改变矿浆中氧与氮的比例促进矿物分离。但应注意：

①分选时不同矿物所需氧气量不同，超过最适宜的值后，就会起抑制作用。同时，含氧量过高，会促使矿物表面氧化，降低矿物表面的疏水性，对浮选不利。

②分选过程中氧的作用与矿物在运输、存放过程中氧的作用不同。前者是指分选过程中溶解于矿浆中的氧可活化某些矿物的浮选。而后者只对矿物起氧化作用，使硫化矿变成氧化矿、煤变成氧化煤，增加矿物表面的亲水

性，使浮选过程难以进行。因此，应严格区分这两个过程中的氧的不同作用。

2.空气在矿浆中的溶解

空气中各种成分在矿浆中的溶解度是不同的。各组分的溶解度与该组分的分压、温度、水中溶解的其他物质浓度有关：空气在水中的溶解度随水中溶解的其他物质浓度增加而降低；随分压增大，溶解度增加。许多新型浮选机就是利用这一特点。如喷射式浮选机就是将含有大量气体的矿浆加压，然后从喷嘴喷出时随矿浆压力降低，利用已溶解的气体呈过饱和状态而析出时产生的微泡来强化浮选效果。

3.煤的氧化及可浮性变化

煤容易氧化，并且氧化后的表面可浮性下降，影响浮出。煤的氧化是由苯核或苯核侧链氧化而生成酚基、羰基和醌基等官能团，从而增加了煤的含氧官能团数量，增加其亲水性。通常芳香烃上的含氧、氮和硫官能团能促进煤氧化，而失去侧链的芳香烃最难氧化，因此煤表面有无官能团是决定煤是否能氧化的主要因素。如果官能团数量在氧化过程中不断增加，氧化过程就更快，并由表及里进行。值得注意的是煤泥在水中浸泡较长时的氧化比在空气中还要剧烈，这是由于水和含氧官能团产生氢键结合，使煤氧化加剧。因此，在煤泥浮选和煤泥水处理时要避免煤泥在水中时间过长，从而影响其可浮性。

三、相界面性质与可浮性

以上从孤立的角度介绍了固、液、气三相与浮选有关的性质，但浮选时三相是相互联系、影响和作用的，应从与浮选有关的相界面的性质方面入手，进一步加深对浮选过程实质的认识和了解。

(一)润湿性、水化现象与可浮性

1.矿物表面的润湿性

(1)润湿现象

润湿是自然界常见的现象。例如往干净的玻璃上滴一滴水，水会很快地沿玻璃表面展开，成为平面凸镜的形状。但若往石蜡表面滴一滴水，水则力图保持球形，但因重力的影响，水滴在石蜡上形成一椭圆球状而不展开。这

两种不同现象表明,玻璃能被水润湿,是亲水物质;石蜡不能被水润湿,是疏水物质。

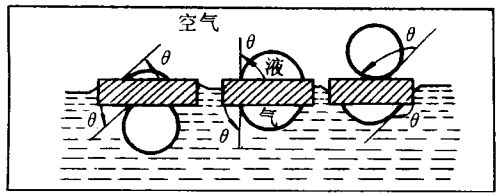


图 4 – 6 – 14　矿物表面润湿现象

同样,将一水滴滴于干燥的矿物表面上,或者将一气泡引入浸在水中的矿物表面上(如图 4 – 6 – 14 所示),就会发现不同矿物的表面被水润湿的情况不同。在一些矿物(如石英、长石、方解石等)表面上水滴很易铺开,或气泡较难于在其表面上扩展;而在另一些矿物(如石墨、辉钼矿等)表面则相反。图 4 – 6 – 14 所示的这些矿物表面的亲水性由右至左逐渐增强,而疏水性由左至右逐渐增强。

由此可知,为了占有固体表面,在气相与液相之间存在着一种竞争。但矿物表面液相为另一相(气相或油相)取代的条件是非常重要的。杜普雷(Dupre)首先应用热力学进行研究,奥斯特豪夫(Osterhof)等人提出了三种基本润湿形式,即附着润湿、铺展润湿和浸没润湿,如图 4 – 6 – 15 所示。图中的液相是水,另一相为空气。如果以油代替空气,并以其他液体代替水,其关系仍然相同。

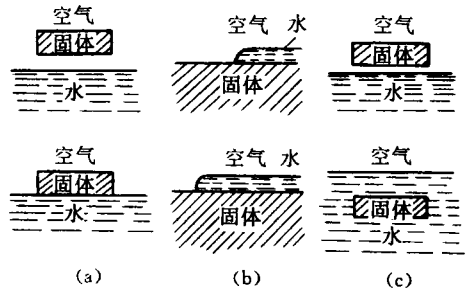


图 4 – 6 – 15　三种基本润湿形式

(a)附着润湿;(b)铺展润湿;(c)浸没润湿

许多学者用润湿过程来说明浮选的原理,认为:①表层浮选基本上取决于矿物表面的空气是否能被水所取代,如水不能取代矿物表面的空气,此矿

物就将漂浮在水面上；②全油浮选是由于被浮矿物表面的亲油性和疏水性所造成的；③泡沫浮选是由于被浮矿物经浮选剂处理，造成了表面疏水性而附着于气泡上浮。

任意两种流体与团体接触后，所发生的附着、展开或浸没现象（广义地说）均可称为润湿过程。其结果是一种流体被另一种流体从固体表面部分或全部被排挤或取代，这是一种物理过程，且是可逆的。例如，浮选过程就是调节矿物表面上一种流体（如水）被另一种流体取代（如空气或油）过程（即润湿过程）的规律性对浮选有实际意义。

（2）接触角

矿物表面所谓“亲水”、“疏水”之分是相对的。为了判断矿物表面的润湿性大小，常用接触角 θ 来度量，如图 4－6－14 和图 4－6－15 所示。在一浸于水中的矿物表面上附着一个气泡，当达平衡时气泡在矿物表面形成一定的接触周边，称为三相润湿周边。在任意二相界面都存在着界面自由能，以 σ_{SL}、σ_{LG}、σ_{SG} 分别代表固—水、水—气、固—气三个界面上的界面自由能。固—水与水—气两个界面自由能所包之角（包括水相）称为接触角，以 θ 表示。可见，在不同矿物表面接触角大小是不同的，接触角可以标志矿物表面的润湿性 如果矿物表面形成的 θ 角很小，则称其为亲水性表面；反之，当 θ 角较大，则称其疏水性表面。亲水性与疏水性的明确界限是不存在的，只是相对的。θ 角越大说明矿物表面疏水性越强；θ 角越小，则矿物表面亲水性越强。

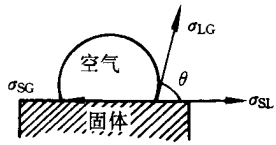


图 4－6－16　气泡在水中与矿物表面相接触的平衡关系

矿物表面接触角大小是三相界面性质的一个综合效应。如图 4－6－16，当达到平衡时（润湿周边不动），作用于润湿周边上的三个表面张力在水平方向的分力必为零。于是其平衡状态（杨氏 Young）方程为：

$$\sigma_{SG} = \sigma_{SL} + \sigma_{LG}\cos\theta$$

$$\cos\theta = (\sigma_{SG} - \sigma_{SL})/\sigma_{LG} \quad (4-6-1)$$

式中，σ_{SG}、σ_{SL}和 σ_{LG}分别为固—气、固—液和液—气界面自由能。

上式表明了平衡接触角与三个相界面之间表面张力的关系，平衡接触角是三个相界面张力的函数。接触角的大小不仅与矿物表面性质有关，而且与液相、气相的界面性质有关。凡能引起任何两相界面张力改变的因素都可能影响矿物表面的润湿性。但上式只有在系统达到平衡时才能使用。

由上式可见：当 $\theta > 90°$时，$\sigma_{SL} > \sigma_{SG}$，矿物表面不易被水润湿，称为疏水表面；当 $\theta < 90°$时，$\sigma_{SL} < \sigma_{SG}$，矿物表面易被水润湿，称为亲水表面。原则上，取 $\theta = 90°$为分界线，$\theta = 0° \sim 90°$时称亲水性表面，$\theta = 90° \sim 180°$时称疏水性表面。实际上，固、水、气三相系统中最大接触角均小于 110°，据测定，固、水、气系统中石蜡所具有的接触角最大，为 106°。一些矿物的接触角见表 4－6－1。新鲜煤炭表面的接触角见表 4－6－2。

表 4－6－1　矿物接触角

矿物名称	接触角/(°)	矿物名称	接触角/(°)
硫	78	黄铁矿	30
滑　石	64	重晶石	30
方铅矿	60	方解石	20
辉钼矿	47	石灰石	0～10
闪锌矿	46	石　英	0～4
萤　石	41	云　母	≈0

表 4－6－2　煤炭表面接触角

煤　种	接触角/(°)	煤　种	接触角/(°)
长焰煤	60～63	瘦　煤	79～82
气　煤	65～72	贫　煤	71～75
肥　煤	83～85	无烟煤	≈73
焦　煤	86～90	页　岩	0～10

从式(4－6－1)中可见，接触角 θ 值越大，$\cos\theta$ 值越小，说明矿物润湿性越小，而可浮性越好。因为 $\cos\theta$ 值界于 －1 至 1 之间，因此对矿物的润湿性

和可浮性的度量可定义为：

$$\text{润湿性} = \cos\theta \qquad \text{可浮性} = 1 - \cos\theta$$

故通过测定矿物接触角可大致评价矿物的润湿性和可浮性。

(3)润湿阻滞对浮选的影响

液滴移动时，润湿周边的移动受到阻碍，使开始时的平衡接触角发生改变，这种润湿周边的移动受到阻碍的现象称润湿阻滞。当一个液滴已经和矿物接触，并已形成平衡接触角，如将固体倾斜 α 角，若 α 很小时，此时润湿周边不移动，但接触角却发生了变化，如图 4－6－17 所示。液滴前移方向所形成的接触角用 θ_1 表示，称前接触角、阻滞前角；液滴前移之后的接触角用 θ_2 表示，称接触后角、阻滞后角。前角通常大于平衡接触角，后角通常小于平衡接触角，常取前角和后角之和的一半作为矿物的平衡接触角。矿物的接触角越大，前角与后角的差别也越明显。润湿阻滞的大小受许多因素影响，如润湿顺序、矿物表面组成、化学成分、不均匀性、粗糙度及矿物表面润湿性等。润湿过程中的前角和后角分别代表两种阻滞效应，前角 θ_1 代表润湿过程中水排气时的阻滞效应；后角 θ_2 代表润湿过程中气排水时的阻滞效应。浮选过程中，矿粒向气泡附着时，属于气排水，相当于阻滞效应中的后角。后角小于平衡接触角，即在矿物本身可浮性不变的情况下，相当于接触角变小，使矿粒向气泡的附着难于进行，因此润湿阻滞对浮选过程的进行是不利的。当矿粒与气泡已经附着，由于其他因素的影响，矿粒有可能从气泡上脱落。矿粒从气泡上脱落的过程属于水排气，此时的阻滞效应为前角，前角大于平衡接触角，在矿物可浮性不变的情况下，使水难于从矿物表面将气泡排开，即防止矿粒从气泡上脱落，因此，阻滞现象对浮选过程的进行是有利的。而对于不该上浮的脉石矿物，润湿阻滞的影响刚好与上面的分析相反。

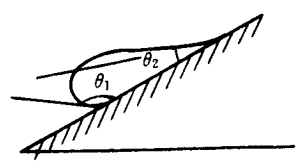


图 4－6－17　润湿阻滞现象

(4)接触角的测定

接触角的测定方法有很多，如观察测量法、斜板法、光反射法、长度测量法和浸透测量法等等，可参考表面化学方面资料。但由于矿物表面的不均匀和污染等原因，要准确测定接触角比较困难，再加上润湿阻滞的影响，难于达到平衡接触角，一般用测量接触前角和后角，再取平均值的方法作为矿物接触角。

值得说明的是杨氏定律有它的专用性，严格地说该定律只适合于固体表面液滴的接触角，而不适用于液体中固体表面的气泡接触角。从这两个接触角在三相周边上力的分析，气泡接触角多了一个气泡上浮力，该力并不能由杨氏方程计算出，因而所形成的接触角和液滴接触角是不同的，其应用范围也不同。若在测定和应用时忽视这一点会产生较大偏差。

2.矿物表面的水化作用

(1)水化膜(层)的形成

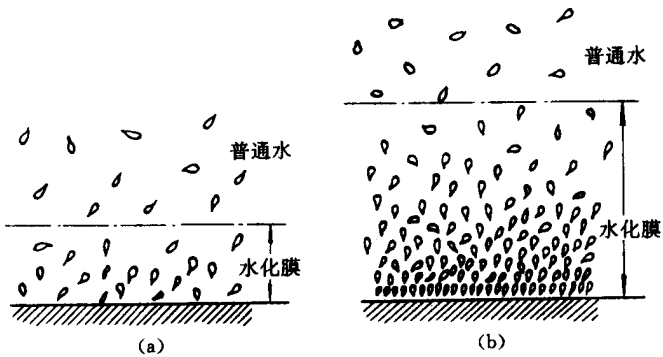


图 4－6－18　水化膜示意图

(a)疏水性矿物(如辉钼矿)，表面呈弱键，水化膜薄；

(b)亲水性矿物(如石英)，表面呈强键，水化膜厚

从矿物宏观的接触角深入到矿物与水溶液界面的微观润湿性，可认为润湿是水分子(偶极)对矿物表面的吸附所形成的水化作用。水分子是极性分子，矿物表面的不饱和键能也具有不同程度的极性。因此，极性的水分子会在极性矿物表面吸附，并在矿物表面形成水化膜。水化膜中的水分子是定向、密集排列的，它们与普通水分子的随机、稀疏排列不同。最靠近矿物表面的第一层水分子受表面键能吸引最强，排列最为整齐严密。随着键能影响的减弱，离表面较远的各层水分子的排列秩序逐渐混乱，表面键能作用达不到

的地方，水分子已呈普通水那样的无秩序状态。所以水化膜实际上是界于固体矿物表面与普通水之间的过渡层，故又称为“界间层”。图 4－6－18 是水化膜的示意图。

(2)水化膜(层)性质与可浮性

通过表面化学的研究得知，水化膜的厚度与矿物的润湿性成正比。亲水性矿物(如石英、云母)的表面水化膜可达 $10^{-6} \sim 10^{-7}$ cm。这层水化膜受矿物表面能作用，它的粘度比普通水大，并且具有同固体相似的弹性，所以水化膜外观是液相，但其性质近似固相。水化层中的水分子由于受矿物表面键能的作用，牢固地粘附于矿物表面，所以粘度比普通水大，稳定性较高，要实现矿物颗粒向气泡的附着就必须排开矿物表面水化层，其前提必须外加一定能量。

矿物表面能否发生水化作用，要看矿物水化前后自由能的变化。矿物水化前，其表面与空气接触，其自由能以 E_{SA} 表示，水化后，矿物表面与水分子接触，其自由能以 E_{SW} 表示。只有在系统自由能减少时水化过程才能自发进行，即只有 $E_{SW} - E_{SA}$ 时，水分子才能在矿物表面定向排列。因此，$E_{SW} - E_{SA}$ 数值的大小，可以用来衡量水分子与矿物表面作用的强弱。$E_{SW} - E_{SA}$ 负值越大，水分子就容易与该矿物表面进行作用，矿物的水化作用就越强。所以可近似地把 $E_{SW} - E_{SA}$ 看做矿物表面的水化能否 $\Delta G_{水化}$。

煤泥浮选时，由于煤的表面是非极性表面，其表面未饱和键是分子键，水化作用是煤表面分子与极性水分子之间的作用，属于诱导效应和色散效应的作用力，比水分子之间的定向力和氢键作用弱许多，故水化作用较弱，其表面不易被水润湿。当煤粒与气泡发生碰撞时，煤粒就容易粘附到气泡表面，从而进入泡沫产品。矸石的表面主要是极性表面，其表面与水分子之间的作用主要是离子与极性水分子之间的作用，在一定范围内作用力超过水分子之间的作用力，所以，在矸石表面能定向吸附大量的水分子，形成较厚的水化层，这种表面与气泡碰撞时，水化层很难破裂，矸石颗粒就很难附着到气泡表面，因此矸石留在矿浆中，从而可实现煤泥中煤粒与矸石颗粒的分离。

(二)矿物的表面电性与可浮性

矿物在水溶液中受水偶极及溶质的作用，表面会带一种电荷。矿物表面

电荷的存在影响溶液中离子的分布：带相反电荷的离子会被吸引到表面附近，带相同电荷的离子则被排斥而远离表面，于是矿物—水溶液界面产生电位差（但整个体系是电中性的）。这种在界面两边分布的异号电荷的两层体系称为双电层。

1.矿物表面电性起源

矿物表面电性起源，归纳起来，主要有以下四种类型：

①优先解离（或溶解）——离子型矿物在水中由于表面正、负离子的表面结合能及受水偶极的作用力（水化）不同而产生的向水中非等当量转移的结果，使矿物表面荷电。如组成矿物的正负离子在介质中的溶解能力不同，若正离子溶解能力大于负离子，则固体表面荷负电；反之固体表面荷正电。正负离子的溶解能力差别越大，固体表面荷电越多。

部分矿物和水作用后在两相界面上生成新的物质，界面电性与生成的新产物密切相关。例如，石英在水中破裂后，界面和水作用生成类似硅酸的产物（H_2SiO_3），在水中解离为 H^+ 和 SiO_3^{2-} 或 $HSiO_3^-$。其中，H^+ 溶解在水中，其他成分留在矿物晶格上，使矿物表面荷负电。石英表面 H_2SiO_3 的解离程度与溶液的 pH 值有关，改变溶液的 pH 值就能影响石英表面 H_2SiO_3 的解离情况，从而影响石英表面的荷电符号与数量。据对纯石英在蒸馏水中的测定表明，当水的 pH 值大于 2～3.7 时，石英表面荷负电；当 pH 值小于 2～3.7 时，石英表面荷正电。

②优先吸附——这是矿物表面对电解质阴、阳离子不等量吸附而获得的电荷。矿物表面和水对不同离子的亲和力是不同的，因而导致矿物表面对电解质溶液中正、负离子的不等量吸附，如某种离子的吸附多于其他的离子，可使矿物表面带某种电荷。溶液中正负离子的数量对矿物表面吸附的影响极大，过量的离子容易吸附到矿物表面，结果改变了矿物表面的电性。矿物表面本身的电性对吸附也有一定影响。一般，反号离子更容易吸附到矿物表面。

由于正、负离子的半径不同，通常阳离子半径较小，水化作用较强，阴离子半径较大，水化作用较弱，因此，阳离子留在水介质中的趋势更大，导致固体表面常有过量的阴离子而呈负电。如固体碘化银，在室温下，它在水中的

溶度积为 10^{-16}。由于 Ag^+ 比 I^- 具有更大的溶解能力，使碘化银表面荷负电。如果设法使水中的 Ag^+ 的活度增大，碘化银表面的电负性就会逐渐减小。当 Ag^+ 的活度增大到 $10^{-5.5}$、I^- 的活度减少到 $10^{-10.5}$ 时，碘化银表面不再带电。溶液中的 Ag^+ 和 I^- 决定了碘化银表面荷电的性质和数量，我们称其为定位离子。对矿物晶体，矿物晶格的同名离子或与晶格上元素呈类质同象的离子可看成矿物晶体的定位离子(也有例外)。对一些氧化物，研究表明水中 H^+ 和 OH^- 是它们的定位离子。

③吸附和电离——对于难溶的氧化矿物或硅酸盐矿物表面，因吸附 H^+ 或 OH^- 而形成酸类化合物，然后部分电离而使表面荷电，或形成羟基化表面，吸附或解离 H^+ 而荷电。

④晶格取代——粘土、云母等硅酸盐矿物是由铝氧八面体和硅氧四面体的层状晶格构成的。在铝氧八面体层片中，当 Al^{3+} 被低价的 Mg^{2+} 或 Ca^{2+} 取代，或在硅氧四面体层片中 Si^{4+} 被 Al^{3+} 置换，结果会使晶格带负电。为维持电中性，矿物表面就吸附某些正离子(例如碱金属离子 Na^+ 或 K^+)。当矿物置于水中时，这些碱金属阳离子因水化而从表面进入溶液，故这些矿物表面荷负电。

2.双电层结构及电位

(1)双电层结构

矿物表面在水溶液中荷电后，会吸引水溶液中符号相反的离子，在固体表面形成双电层。即在其表面形成吸引了一定数量带电离子的结构。描述双电层结构，最早是由 Helmholtz 提出的平板双电层模型。该模型强调了离子环境的稳定性，以后 Gouy – Chapman 对平板模型提出了修正，建立了扩散双电层模型，但又过分强调了离子的稳定性。上述两种模型都不能全面说明双电层的正确结构。1942 年斯特恩(Stern)将上述两种见解结合起来，构成了斯特恩的修改模型。斯特恩以离子代替点电荷，他认为扩散分布于溶液中的离子靠近固体表面不超过一定的距离 d。斯特恩模型比较实际地反映了双电层结构，因此在浮选理论上被广泛采用。

图 4 – 6 – 19 是修正后的双电层结构模型。斯特恩认为在双电层内层和扩散层之间紧贴固体表面还有一层，称斯特恩层(紧密层)。这一层将双电层

内层和扩散层隔开，厚度以水化离子的半径 δ 表示。在这一层内可以产生离子的特殊吸附，当离子受双电层内层静电力、范德华和化学键力的作用，足够克服离子的热运动时，离子在该层内产生吸附。

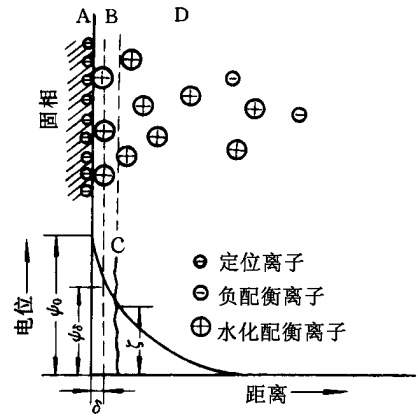


图 4－6－19　矿物表面双电层结构

A——内层（定位离子层）；B——紧密层（Stern）；

C——滑动界面；D——扩散层；ψ_0——表面电位；

$\psi_0\delta$——Stern 层电位；ζ——电动电位

在双电层内层吸附的离子称为定位离子。定位离子可以在界面间实现转移。这些离子在相界面上进行转移是由于化学吸附作用吸附到矿物表面，所以它们可以决定矿物表面的电性。这些离子与矿物表面必须有特殊的亲和力，它们之间的作用力必须与晶格质点间作用力相同。

在双电层外层吸附的离子，称为配衡离子，也称反号离子。这些离子同矿物的表面没有特殊的亲和力，主要是靠静电引力吸引着，其离子的电性与双电层内层的相反，起着电性平衡的作用。

(2)双电层中的电位

①表面电位——双电层的表面电位是指固体表面与溶液之间的电位差，又称表面总电位或电极电位，常用 ψ_0 表示。对于导体或半导体矿物，如一些金属硫化矿，可将矿物制成电极测出 ψ_0。不导电的矿物，不能直接测定，但 ψ_0 主要由溶液中定位离子的活度决定，因此可以用溶液中定位离子的活度根据耐斯特公式进行计算。

②斯特恩电位——即紧密层与溶液之间的电位差。

③电动电位——当颗粒在外力作用下移动时，双电层中的扩散层与固体表面斯特恩层之间有一个滑动界面，滑动界面上的电位和溶液内部的电位差称为电动电位，又称 Zeta 电位，常用 ξ 表示。斯特恩层与固体表面也有电位差，常用 ψ_δ 表示。实际上，ψ_δ 是水化配衡离子最紧密靠近矿物表面的假设平面与溶液之间的电位差。通常，ξ 和 ψ_δ 很接近，可以认为相等。当双电层内层电位较高、电解质浓度很高或吸附有非离子型表面活性剂时，ξ 可小于 ψ_δ。电动电位是颗粒在静电力、机械力或重力等作用下，颗粒带着吸附层沿滑动界面作相对运动时产生的电位差。影响电动电位的因素很多，凡能影响表面电位的因素都能影响电动电位。有些因素不能改变矿物的表面电位，但可以改变电动电位；有些惰性电解质只能改变电动电位大小，但不能改变其符号；还有一些表面活性电解质，可以在矿物表面产生特殊吸附，既可改变电动电位大小，也可改变其符号。电动电位在浮选研究上很有实际意义。不论矿物导电性能如何，矿物的电动电位可实际测得。常用的方法有微电泳法、电渗法和流动电位法。

(3)零电点和等电点

①零电点——矿物的表面电位由定位离子活度决定，当溶液浓度很低时，就等于它的浓度。在某一定位离子浓度下，矿物表面的正电荷数恰好等于负电荷数，此时，矿物表面的净电荷为零。这时，溶液中定位离子浓度的负对数值称为该矿物的零电点(ZERO POINT OF CHARGE，简称 ZPC 或 PZC)。如定位离子为 H^+ 或 OH^-，则 $\psi_\delta = 0$ 时的 pH 值就是零电点。当溶液的 pH 值大于矿物的零电点时，矿物表面荷负电；当溶液的 pH 值小于矿物的零电点时，矿物表面荷正电。

矿物的零电点是矿物的重要特性之一，在此条件下，矿物表面电荷密度等于零。矿物的零电点取决于矿物本身性质，如果矿物表面没有污染或其他离子的特性吸附，对于难溶性金属氧化矿，零电点与等电点相等，在水中测得矿物的等电点也就是其零电点。零电点可以采用电位滴定法测定。部分矿物的零电点见表 4－6－3 和表 4－6－4。虽然测定零电点时规定了严格条件，但由于试料纯度和预处理方法不同，零电点的实测值波动很大。

表 4－6－3　某些矿物的零电点(电泳法测定)

矿　物	零电点 pH	矿　物	零电点 pH
白云母	0.4	方铅矿	2.4,3.0
石　英	1.3,3,3.7	闪锌矿	2.0,3.0,7.5
造辉石	2.8	黄铜矿	2.0,<3.0
膨润土	<3.0	辉铜矿	<3.0
高岭土	3.4	蓝铜矿	9.5
绿柱石	3.1,3.3,3.4	硅孔雀石	2.0
石榴石	4.4	黄铁矿	6.2～6.9
电气石	4.0	磁黄铁矿	3.0
铁镁闪石	5.2	辉锑矿	2.5±0.5(电渗法)
锆英石	5.8	辉钼矿	<0.3
软锰矿	5.6,7.4	辰　砂	3.5±0.5(电位滴定法)
赤铁矿	5.0,6.6,6.7	天然闪锌矿(99.99%ZnS)	5.0～5.8
褐铁矿	6.7	天然闪锌矿(含 0.3%的铁)	6.2
针铁矿	6.7	天然闪锌矿(含 1.45%的铁)	10(电位滴定法)
磁铁矿	6.5	天然闪锌矿(含 5.4%的铁)	3.0～3.5
铬铁矿	5.6,7.0,7.2	天然闪锌矿(含 11,0%的铁)	3.0～6.5
刚　玉	9.0,9.4		

表 4－6－4　离子矿物的零电点

矿　物	分子式	定位离子	饱和溶液中表面荷电符号	零电点
萤　石	CaF_2	Ca^{2+},F^-	+	pH=6
方解石	$CaCO_3$	Ca^{2+},CO_3^{2-}	−	pH=9.5
重晶石	$BaSO_4$	Ba^{2+},SO_4^{2-}	+	$P_{Ba}=6.7$*
氟磷灰石	$Ca_5(PO_4)_3(F,OH)$	Ca^{2+},PO_4^{2-}	−	pH=6
硫酸铅矿	$PbSO_4$	Pb^{2+},SO_4^{2-}	+	
天青石	$SrSO_4$	Sr^{2+},SO_4^{2-}	+	
白钨矿	$CaWO_4$	Ca^{2+},WO_4^{2-}	−	$P_{Ca}=4.8$

* 有的资料上提到重晶石的零电点 $P_{Ba}=3.4$。

②等电点——一些表面活性电解质可在矿物表面产生特性吸附，这既可改变电动电位大小，也可改变其符号。电动电位改变符号或电动电位恰好等于零时的电解质活度负对数值称为等电点或电荷转换点（POINTOF ZERO REVERSAL，简称 PZR，或称 ISOELECTRICPOINT，简称 IEP）。通常，等电点用 pH 值表示。即在一定的表面活性剂浓度下，改变溶液的 pH 值，当电动电位等于零时，溶液的 pH 值即为在该条件下该矿物的等电点。一种矿物的等电点既和 pH 有关，也和产生特殊吸附的离子浓度有关，因此，说明某矿物的等电点时，应把有关的条件同时加以表述。图 4－6－20 为金红石在油酸钠溶液中电动电位的变化，金红石的零电点为 pH＝6.7，不同浓度油酸钠溶液中金红石的等电点分别在 pH＝7 至 pH＝3～4 左右。如体系中不存在特殊吸附，当电动电位为零，电荷密度也为零，对该体系测得电动电位为零时的定位离子活度对数值即为该矿物的零电点。有些矿物的零电点通过电泳法或电渗法进行测定，就是利用了这一原理。

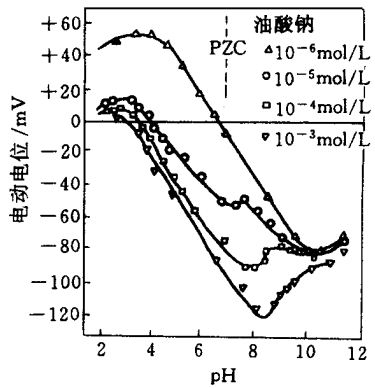


图 4－6－20　油酸钠溶液 pH 值对金红石电动电位的影响

(4)双电层的影响因素、电位曲线及调节

①双电层的影响因素：许多因素，如溶液的 pH 值、水中离子组成、电解质的浓度等都能影响矿物表面双电层，有时可以改变矿物的表面电位和电动电位，有时虽不影响表面电位，但可以影响电动电位。

杂质元素的特性吸附——无机盐类对矿物表面电动电位有明显的影响。如微量的氯化钙对降低煤粒电动电位极其明显，而对矸石的电动电位影响却

很微弱。无机电解质对矿物表面电动电位的影响规律如下：阳离子价数越高，其电动电位降低越显著。原因是价数高，离子的静电力场大，压缩双电层的作用也大。当阳离子价数相同时，阳离子的体积大，对电动电位的影响也大。金属阳离子在矿物表面有特性吸附时可导致矿物零电点变化。阴离子在矿物表面特性吸附可使零电点降低。中性电解质和非极性有机分子对零电点和等电点几乎没有影响。极性有机分子可以改变零电点和等电点，但与无机质不同，有机质分子的性质决定了零电点的漂移方向，其浓度决定了漂移的多少。

温度的影响——氧化矿物的零电点随温度增高而降低。这是由于氧化矿物由表面带正电转为表面电荷为零的过程是放热反应。

固液悬浮体中固体含量的影响——试验表明，电动电位随固体含量的增高而增高。

此外，氧化作用对矿物的电动电位也有影响。

②电位曲线：电位曲线系指双电层内电位随矿物表面的距离变化而变化的关系曲线。由于矿物表面电位和电动电位受多种因素影响，电位曲线也受到影响，如图 4－6－21，电位曲线的变化情况如下：

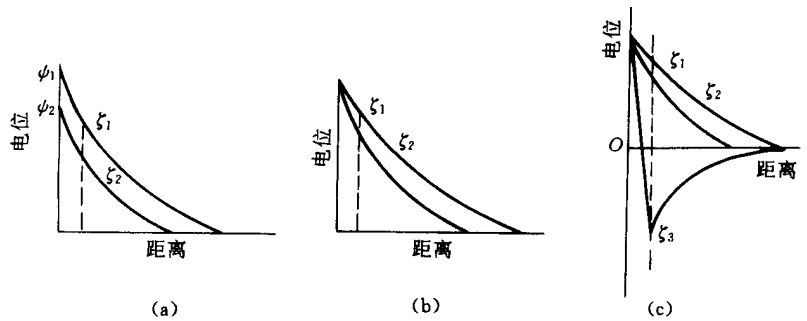


图 4－6－21　双电层的电位曲线

——双电层内层产生了定位离子吸附，从而既改变了矿物的表面电位，又改变了电动电位，如图 4－6－21(a)所示。

——溶液中离子的吸附没改变表面电位，但由于扩散层厚度被压缩，使电动电位变化，因而整条电位曲线也发生变化，如图 4－6－21(b)所示。

——电动电位和表面电位符号可以相同，也可以不同，当反号离子发生

过量吸附，电动电位符号与表面电位符号相反，如图 4－6－21(c)所示。

吸附定位离子既可改变矿物的表面电位，也可改变电动电位。H^+ 和 OH^- 是许多氧化矿的定位离子，故溶液 pH 值的变化可同时改变电动电位，如图 4－6－22 所示。

③双电层的调节：双电层的调节也正是利用以上的规律，通过往溶液中添加具有不同特性、可产生不同离子或基团的电解质、表面活性物质及有机分子等，利用它们在溶液中产生的各种阴、阳离子及带电基团等在双电层不同区域的吸附，改变双电层的电位曲线，影响固体表面的电性质。

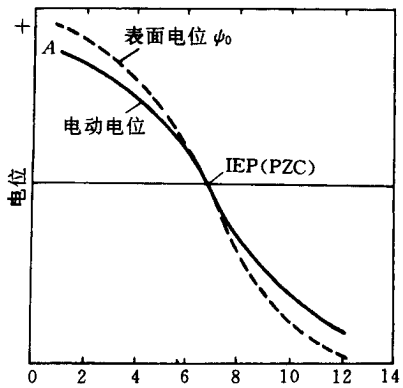


图 4－6－22　溶液中定位离子对矿物表面电位和电动电位的影响

(5)双电层的测定

双电层的测定实际上包括矿物的表面电位和电动电位。表面电位或热力学电位主要表现了矿物颗粒表面本身固有的电性特点，而电动电位表示该颗粒在某种条件下所呈现出的特有电性质。

①表面电位测定：固相在水溶液中能构成一个可逆电极，它的表面电位(ψ_0)可根据不同条件下定位离子的活度，用能斯特公式加以计算。但实际矿物情况比较复杂，不导电的矿物，如一些金属硫化矿，在水溶液中能否构成可逆电极，目前认识不一。浮选理论研究中，将导电的矿物制成电极，置于水溶液中，实际测出矿物电极的电位称之为电极电位，有的资料上称之为静电位或残余定位(REST POTENTIAL)，用来表示表面电位。

②电动电位测定：电动电位对浮选过程影响很大，加上其测定容易，因而

在浮选研究中具有重要的意义。现常用三种方法测定。

电泳法——是在给定电势梯度的外加静电场中测量电解质溶液内部悬浮带电胶体颗粒的流动性或迁移率后算出的。该法所需物料少，装置较完备，测试简单，是浮选研究中采用最多的。

流动电位法——是通过流体流过一根毛细管或压缩的固体颗粒所构成的多孔柱形塞毛细管组时在两端产生的电位差来计算的。

电渗法——是通过在外加电势作用下溶液流过一根或一组毛细管系统的数量来计算的。

3.矿物表面电性与可浮性

浮选过程中，不同矿物颗粒表面性质的调节是通过不同浮选药剂的不同吸附来实现的，而浮选药剂的吸附常受矿物表面电性的影响。因此，研究和调节矿物表面电性的变化是研究药剂作用机理、判断矿物可浮性、实现不同矿物分离的重要方法。矿物表面双电层在很多方面影响矿物的分选效果，尤其是电动电位的影响。双电层和电动电位对浮选影响主要表现在以下几个方面。

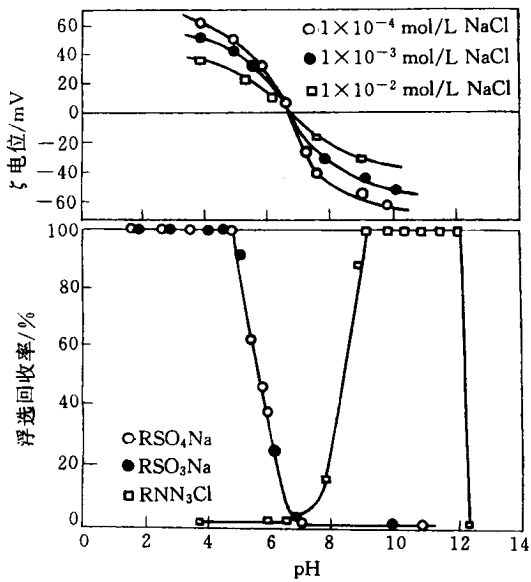


图 4－6－23　针铁矿的浮选特性与表面电荷的依赖关系

①影响不同极性(电性)的药剂在矿物表面的吸附。尤其当药剂与矿物

表面的吸附主要靠静电力为主的物理吸附时，矿物的表面电性更起决定作用。如果药剂的电性与矿物表面电性相反，且表面电荷的数量越多，则药剂在矿物表面吸附的数量越多。

图 4－6－23 是一个典型的例子。针铁矿的零电点 pH＝6.7，当 pH＜6.7 时，矿物表面荷正电，采用阴离子型（负电性）捕收剂十二烷基硫酸钠时药剂大量吸附，浮选效果很好，而采用阳离子型（正电性）十二胺捕收剂时则很难吸附，几乎不能浮选。同样当 pH＞6.7 时，矿物表面带负电，用阳离子型十二胺浮选效果很好，而用阴离子型捕收剂则基本不浮。

石英的零电点为 pH＝2，针铁矿和石英混合物浮选效果见图 4－6－24。在 pH＝2 时用阴离子型捕收剂有最好的分选效果，用阳离子型捕收剂时则在 pH＝6.7 效果最好。故在实际浮选时用阳离子型十二醋酸胺浮选氧化矿时最适宜的零电点为 pH＝6～8，用磺酸盐类浮选时推荐 pH＝3～4。

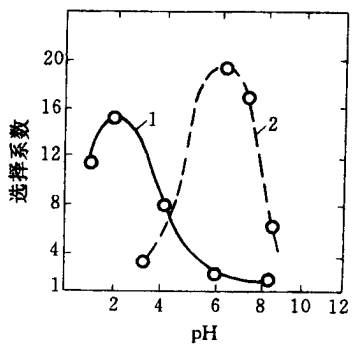


图 4－6－24　针铁矿与石英混合物的分选

1－$R_{12}OSO_3NS$；2－$R_{12}NH_3Cl$

一般地说，化学吸附在浮选中占头等重要地位。但当表面电荷符号与捕收剂离子的电荷符号相同且电荷很高时，静电斥力可以抑制捕收剂离子的化学吸附，若此时仍发生捕收剂的吸附，则表明捕收剂离子已克服静电阻碍作用，发生了特性吸附（化学吸附或半胶束吸附）。

②调节矿物表面电性可调节矿物表面的抑制或活化作用，从而实现多种混合矿物的分选。以阳离子型捕收剂浮选石英为例，当 pH 值大于零电点时，石英表明荷负电，可用胺类进行捕收。如果在加入捕收剂前先加入无机阳离子，使矿物表面电性降低，石英受到抑制。当十二胺浓度为 1.5×10^{-4}

mol、pH = 4.6 时，10^{-2}mol KNO_3 就能完全抑制石英的浮选。随 pH 值的升高，石英表面负电性增高，抑制所需的 KNO_3 浓度也要增高。除 K^+ 以外，Na^+ 或 Ba^{2+} 等对石英均有抑制作用。

再以刚玉浮选为例说明无机离子的活化作用。刚玉的零电点在 pH = 9 左右。当 pH = 6 时，刚玉表面荷正电，用胺作捕收剂因电性相同，药剂与矿物互相排斥，不能捕收。如果加入足量 SO_4^{2-}，因为 SO_4^{2-} 在刚玉表面有特性吸附，可使电动电位变号，然后再用胺浮选刚玉时，在 pH = 6、加入 10^{-2} molNa_2SO_4、采用 5×10^{-4}mol 的十二胺作捕收剂，刚玉完全可浮。

当前，一种新的浮选工艺——硫化矿物无捕收剂浮选正是利用调节矿浆电位的方法来控制硫化矿表面的氧化还原反应，使形成不同的亲水疏水物质，从而改变矿物的可浮性，实现彼此分离。

③影响矿物颗粒絮凝和分散。矿物表面由于存在双电层，故有一定电性。如果这些颗粒表面带有相同的电性，在互相接近过程中，当达到一定距离以后，就会产生静电斥力，使颗粒分开。如果颗粒所带电荷相反，则可“异性相吸”，使它们凝聚。通常，同种矿物在相同溶液中其电性是相同的。它们处于絮凝或分散状态主要取决于其表面电荷的数量大小。

为了使悬浮颗粒絮凝，必须降低其表面电位，减少其间斥力，使其互相接近，最终形成絮团；反之，要使它们分散、处于悬浮状态，必须提高其表面电位。电动电位增高，扩散层变厚，增加颗粒间斥力，颗粒相互之间保持较大距离，削弱和抵消范德华引力，使颗粒分散体系更稳定。该过程的原理与胶体体系相似，将颗粒表面电荷中和，胶体体系即失稳；而在胶体颗粒上加上同种电荷，体系的稳定性就大大增加。因此，为改变颗粒在溶液中的分散或絮凝状态，可通过向矿浆中添加电解质改变颗粒表面的双电层电位来实现。通常，所加电解质价数越高，其作用也越大。

在选煤厂煤泥水处理的浓缩或澄清过程中，为得到澄清水供洗煤循环使用，希望煤泥水中的颗粒能尽快、尽多地沉淀下来，故应使颗粒的电动电位等于零或接近于零，使之容易凝聚，加速其沉降。实际中煤泥水澄清，多在中性或弱碱性条件下进行，煤粒表面通常带负电荷，对煤粒的絮凝不利，因此，常要添加一些电解质，使电动电位降低，或加进絮凝剂使之絮凝。

而水煤浆恰好与上述相反，水煤浆是要在很高固体浓度下保持其流动性，即颗粒必须处于悬浮分散状态，因而要求较高的电动电位，扩散层越厚越好，以提高其稳定性。

④影响细泥在矿物颗粒表面的吸附和覆盖。通常细泥的表面带负电。如果矿物的电动电位为正，则多数情况下意味着矿物表面荷正电，因此，细泥极易吸附到矿物的表面上。如果矿物表面覆盖了细泥，则会改变矿物表面原来的润湿性，并降低分选过程的选择性。因此，细泥覆盖对浮选有极大的影响

⑤电动电位与浮选的关系。研究表明：电动电位与浮选之间有着密切关系，可用电动电位来评价矿物与各种药剂作用后浮选活性的变化。电动电位绝对值降低可使浮选效果变好。对煤等矿物的试验表明，在等电点时，矿物表面吸附的捕收剂数量最多，即等电点时矿物的浮选活性最好。因此，可认为随矿物表面电动电位降低，矿物与捕收剂的作用变好，捕收剂在矿物表面的吸附量增多，矿物表面水化作用减弱，水化层变薄，提高了矿物表面疏水性和可浮性。

矿物表面与药剂作用后，可使电动电位降低。一些药剂与矿物表面有特殊亲和力，可作为双电层的定位离子吸附到矿物表面。当它们吸附到双电层内层后，既改变了矿物的表面电位，又改变了矿物电动电位。使矿物表面电位和电动电位同时降低。结果，一方面可使矿物表面极性降低，减弱其水化作用，提高分选过程中的可浮性；另一方面可改善矿物表面与捕收剂的作用，增加捕收剂在矿物表面的吸附量。此外，还可减少细泥在矿物表面的覆盖。

可见，随矿物电动电位降低，矿物可浮性提高，浮选效果变好。因而可用药剂与矿物作用前后电动电位之差评价矿物浮选活性的改变，电动电位差越大，药剂与矿物的作用越好，浮选活性提高就越大。

(三)吸附现象与可浮性

1.吸附与浮选

吸附是液体(或气体)中某种物质在相界面上产生浓度增高或降低的现象。对液体，当将某种溶质加入到溶液中，如果能使溶液表面能降低，表面层溶质的浓度大于溶液内部，则称该溶质为表面活性剂或表面活性物质，这种

吸附称为正吸附。反之，加入溶质后，使溶液的表面能升高，表面层溶质的浓度小于溶液内部，则称该溶质为非表面活性剂或非表面活性物质，这种吸附称为负吸附。当吸附达到平衡时，单位面积上所吸附的吸附质的摩尔数，称为在该条件下的吸附量，通常用 Γ 表示。

浮选是在固、气、液三相中进行的过程，因此吸附是浮选过程中不同相界面上经常发生的现象。矿浆中加入药剂时，一些药剂可吸附在固液界面，另一些药剂则吸附在气液界面，还有一些药剂可吸附在液液界面，矿物在矿浆中还可吸附矿浆中的其他分子、离子等。药剂在矿物表面的吸附量有两种表示方法，一种用单位面积上吸附的药剂摩尔数，称吸附密度，如 mol/cm^2；一种用单位质量矿物吸附的药剂量，如 mol/g、mol/mg 等，前一种表示方法较好，但需要测定矿物的表面积。

吸附的结果使矿物表面性质改变，矿物的可浮性得到调节，矿浆中气泡的稳定性得到改善，药剂的分散得到提高，所以，研究浮选过程中的吸附现象，对探索浮选理论和指导浮选实践均有重要意义。

2. 吸附的种类

浮选是复杂的物理化学过程，由于矿物表面性质不均匀，所采用药剂各种各样，水的成分也不相同，因此矿浆中溶解的成分性质比较复杂，不同种类药剂和成分可以吸附到不同的相界面上，因而所发生的吸附类型是多种多样的。表 4－6－5 列出了药剂在颗粒表面的吸附类型。

表 4－6－5　药剂在颗粒表面的吸附

吸附性质	吸附部位	吸附形式	吸附特点	实　例
表面化学反应①	固相反应	在表面生成独立新相	多层	硫化钠对重金属氧化矿的作用
化学吸附	双电层内层	非类质同象离子或分子的化学吸附	生成表面化合物（单分子层）	黄药对硫化矿物的吸附
		类质同象离子交换吸附	可深入固相晶格内部	CH^{2+} 对闪锌矿的吸附
		定位离子吸附	非等电量的吸附，改变表面电位	H^+、OH^- 对金属氧化物的吸附

吸附性质	吸附部位	吸附形式	吸附特点	实　例
物理吸附向化学吸附的过渡	双电层外层	离子的特性吸附	可引起电动电位变号	高价阳离子对石英的吸附，羧酸阴离子对氧化物的吸附
		离子的扩散层吸附	压缩双电层，静电物理吸附性质	Na^+、K^+、胺离子对氧化物的吸附
物理吸附	相界面	分子的氢键吸附	强分子吸附，向化学吸附的过渡性质	中性聚丙烯酸胺对颗粒的吸附
		偶极分子吸附	较强分子吸附	水及醇类分子在极性表面的吸附
		饱和碳氢化合物分子的色散吸附	弱分子吸附	烃类分子在非极性表面的吸附
粘附①	相—相　作用		机械粘附性质	中性油液珠与疏水颗粒的作用

①并非吸附现象，而是体相间的作用。

(1)按吸附的本质，可分为物理吸附和化学吸附两类。

①物理吸附——凡是由范德华力(分子键力)引起的吸附都可称物理吸附。其特征是热效应小(一般仅 20 kJ/mol 左右)、无选择性、吸附快、具有可逆性、易解吸、吸附的分子可在矿物表面形成多层等。

②化学吸附——凡是由化学键力引起的吸附称化学吸附。该吸附质可在矿物表面之间发生电子转移，并在矿物表面形成难溶性化合物，但不能生成新相。其特征是热效应大(通常在 84 ~ 840 kJ/mol 之间)、吸附牢固、不易解吸、吸附不可逆、通常只有单层吸附、吸附具有很强的选择性、吸附慢。

(2)按吸附物的形态又可分为分子吸附、离子吸附、半胶束吸附及捕收剂等在矿浆中反应的产物在矿物表面的吸附。

①分子吸附——溶液中被溶解的溶质以分子形式吸附到固—液、气—液等相界面上。如起泡剂醇类分子在气—液相界面的吸附；中性的烃类油分子

在非极性矿物表面的吸附，等等。分子吸附属物理吸附，其特征是吸附的结果不改变矿物表面的电性。

②离子吸附——溶液中以离子形态存在的溶质离子（如捕收剂和活化剂离子）在矿物表面的吸附称离子吸附。浮选药剂在矿浆中多呈离子状态，故研究离子吸附更为重要。离子吸附后常在矿物表面生成不溶性盐类，可改变矿物表面电性，包括电荷数量和符号。故离子吸附多属化学吸附。

③半胶束吸附——溶液中长烃链捕收剂浓度较高时，矿物表面吸附捕收剂非极性端，在范德华力的作用下，发生缔合作用，形成类似胶束的结构，称为半胶束吸附。与溶液中形成胶束的情况相比，形成半胶束时溶液中溶质的浓度可比形成胶束时低两个数量级；溶液中形成的胶束结构是三维的，而在矿物表面由药剂吸附形成的半胶束是二维的。图 4－6－25 为捕收剂离子在矿物表面吸附形成半胶束示意图。利用半胶束吸附原理可提高浮选药剂作用效果。如采用胺类时，适当加入一些长链的中性分子，可减少捕收剂离子之间的斥力，降低形成半胶束时的浓度，增加捕收剂在矿物表面的吸附量，对分选有利。中性分子在矿物表面的覆盖，增加了矿物表面的疏水性，减少了捕收剂的用量，可提高分选效果。形成半胶束的药剂浓度与烃基有关，烃基越长，形成半胶束所需浓度越低。

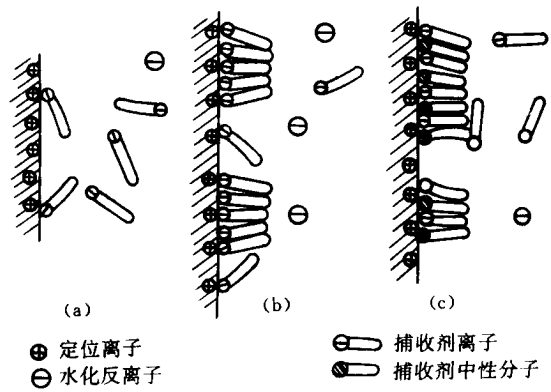


图 4－6－25　捕收剂阴离子在双电层中吸附的示意图

(a)低浓度时；(b)高浓度时形成半胶束；

(c)吸附捕收剂离子和分子

④捕收剂等在矿浆中反应的产物也可在矿物表面产生吸附。

(3)按吸附作用方式和性质可分为交换吸附、竞争吸附和特性吸附。

①交换吸附——指溶液中某种离子与矿物表面上另一种相同电荷符号的离子发生等当量交换而吸附在矿物表面。参与交换的离子可以是阳离子，也可以是阴离子，吸附可发生在双电层内层或外层。交换吸附在浮选中是常见的。如硫化矿物浮选常使用金属离子作为活化剂，例如 Cu^{2+}、Ag^{+} 与闪锌矿表面晶格中 Zn^{2+} 交换吸附的结果，使闪锌矿可浮性提高。

$$Zn(S) + 2Ag^{+} \rightleftharpoons Ag_2(S) + Zn^{2+} \qquad (4-6-2)$$

反应的平衡常数很大，表明 Cu^{2+}、Ag^{+} 从闪锌矿表面交换 Zn^{2+} 的速度是很快的。又如，方铅矿表面在轻度氧化过程中表面的 S^{2-} 会被 OH^{-}、SO_4^{2-}、CO_3^{2-} 等交换。

矿物表面对离子的吸附量与溶液中该离子的浓度成正比。如以 c 代表某种离子在溶液中的浓度，Γ 代表该离子在矿物表面的吸附量测有 $\Gamma \propto c$ 的关系。对交换吸附，如以 M_1 代表矿物表面的离子，M_2 代表溶液中的某种离子，矿物晶格以 X 表示，则交换吸附可用下式表示：

$$XM_1 + M_2 = XM_2 + M_1 \qquad (4-6-3)$$

又因 $\Gamma \propto c$，分别以 Γ_1、Γ_2 代表 M_1、M_2 在矿物表面的吸附量；c_1、c_2 代表 M_1、M_2 在溶液中的浓度，则有

$$\frac{\Gamma_1}{\Gamma_2} = K\frac{c_1}{c_2} \qquad (4-6-4)$$

式(4-6-4)为交换吸附的最基本方程，在该方程的基础上可以导出一些其他形式的吸附方程。

②竞争吸附——当矿浆溶液中存在多种离子时，它们在矿物表面的吸附决定于表面的活性及其在溶液中的浓度，即决定于相互竞争。

物理吸附的捕收剂离子在双电层中起配衡作用，其吸附密度取决于与溶液中任何其他配衡离子的竞争。例如胺类捕收剂浮选石英，当捕收剂浓度低时，Ba^{2+} 和 Na^{+} 在石英表面与捕收剂竞争而抑制浮选。又如用阳离子捕收剂浮选针铁矿时，当 $pH > 12$ 浮选终止，是由于阳离子捕收剂水解成胺分子使 RNH_3^{+} 浓度降低，同时 Na^{+}（或 K^{+}）浓度迅速提高，结果与捕收剂阳离子产生竞争作用的结果。

③特性吸附——当矿物表面对溶液中某种组分有特殊的亲和力所产生的吸附称特性吸附。特性吸附是介于物理吸附和化学吸附之间的过渡形态，具有极强的选择性。发生特性吸附时，不仅界面电动电位大小改变，而且其符号也改变。图 4－6－26 表示不同电解质在刚玉表面吸附时电动电位的变化情况，刚玉的零电点为 9.4。由图可见，随着 NaCl 浓度增高，刚玉表面电动电位逐渐减小，但速度缓慢，且已接近于零，但未能改变其符号。这说明反号离子在刚玉表面的作用除静电力以外，不存在其他力，所以电解质浓度增高只能压缩双电层的扩散层。但在电解质 Na_2SO_4 的作用下，刚玉的电动电位变化较大，并可改变符号。这说明了刚玉与 SO_4^{2-} 之间除静电力外，还有化学键力的作用。吸附作用不仅发生在扩散层，而且已进入紧密层。该种吸附属于特性吸附。而对于烷基硫酸钠（RSO_4Na），电动电位的改变就更明显。当捕收剂浓度超过 10^{-5} mol/L 时，刚玉表面的电动电位降低得更快，说明 RSO_4^- 阴离子与刚玉表面具有更强的亲和力。因此，十二烷基硫酸钠在刚玉表面的吸附，也属于特性吸附。

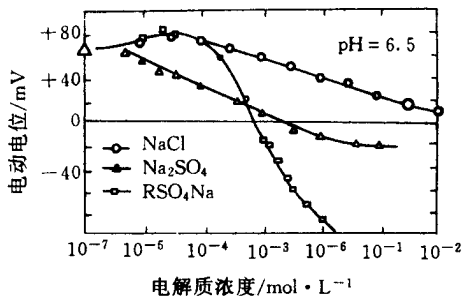


图 4－6－26　刚玉表面电动电位与电解质浓度的关系（pH = 6.5）

高价阳离子也可以在氧化矿物和硅酸盐矿物的表面发生特性吸附。这些高价阳离子有 Fe^{2+}、Ca^{2+}、Mg^{2+}、Pb^{2+}、Ni^{2+} 和 Cu^{2+} 等，它们在一定的 pH 值范围内，可在水溶液中形成羟基络合物，如 $FeOH^+$、$CaOH^+$、$MgOH^+$、$PbOH^+$、$NiOH^+$、$CuOH^+$，等等。这些络合物可被吸附到负电性矿物的紧密层中，使矿物表面的负电荷逐步被中和。如吸附的阳离子超过矿物表面上的负电荷，会导致矿物的电动电位改变符号。

(4)按双电层中吸附的位置可分为双电层内层吸附和双电层外层吸附。

①双电层内层吸附(又称定位离子吸附)——矿物表面吸附溶液中的晶格离子、晶格类质同象离子和其他双电层定位离子(例如 H^+ 和 OH^+),吸附到双电层内层,吸附结果使矿物表面电位改变数值或符号,这种吸附称定位离子吸附。例如离子型矿物吸附溶液中的组成矿物晶格离子;氧化矿物或硅酸盐矿物吸附 H^+ 和 OH^+ 离子,等等。这类吸附具有很高的选择性,离子和矿物表面作用强度大,但需要的活化能不大,且作用速度快,可把矿物周围、甚至水化层中的水分子排挤掉。发生这类吸附时,离子与矿物之间的作用力必须与晶格质点之间的相互作用力相同,否则吸附不能进行。

②双电层外层吸附——双电层外层吸附是溶液中溶质分子或电荷符号与矿物表面相反的离子在双电层外层上的吸附。根据双电层外层的结构又可以分为紧密层吸附和扩散层吸附。紧密层吸附的作用力除静电力外,还有范德华力和化学键力;而扩散层的吸附则完全由静电力引起。外层吸附往往缺乏选择性、吸附是可逆的。凡与表面电荷相反的离子都可产生这样的吸附,因此在矿浆中原吸附的配衡离子可被其他配衡离子交换。

外层吸附不能改变矿物的表面电位,但可以改变电动电位。在紧密层的吸附,因同时存在静电力、化学键力、范德华力等,当吸附强烈时,不仅改变电动电位的大小,还可改变电动电位的符号。此时紧密层上所吸附的反号离子电荷密度必须大于固体表面的电荷密度,否则,不能改变电动电位的符号。扩散层的吸附,只有静电力,因此,只能改变电动电位的大小,这种吸附常称为静电吸附。惰性电解质,如 NaCl、KNO_3、KCl 等在双电层外层的吸附,只改变电动电位的大小。表面活性物质及含表面活性离子的电解质,则既可在扩散层吸附,又可在紧密层吸附。讨论药剂在双电层中的吸附时,常将静电吸附以外的吸附统称为特性吸附。

3.浮选相界面吸附

吸附是浮选过程中相界面间一种相互作用的主要形式。如起泡剂主要吸附在气—液界面,捕收剂主要吸附在固—液界面,乳化剂主要吸附在液—液界面,矿浆中离子可吸附在不同界面,等等。吸附的结果导致相界面性质的变化,使浮选过程得以调节和进行。

①气—液界面的吸附——浮选过程用起泡剂使引入矿浆的空气形成稳定的气泡。起泡剂多为表面活性剂，并以分子形式吸附、定向排列在气—液界面，非极性基朝向气相，极性基朝向水。因此，浮选过程中要研究表面活性物质在气—液界面的吸附。在气—液界面，表面活性物质的平衡浓度 c 及表面张力 σ 与气—液界面吸附密度 Γ 的变化规律可由吉布斯(Gibbs)等温吸附方程计算：

$$\Gamma = \frac{-c\mathrm{d}\sigma}{RT\mathrm{d}c} \tag{4-6-5}$$

式中，R 为气体常数，T 为绝对温度，$\frac{\mathrm{d}\sigma}{\mathrm{d}c}$称表面活性。

如吸附质能使吸附剂的表面张力显著降低，即$\frac{\mathrm{d}\sigma}{\mathrm{d}c}$小于零，则 Γ 大于零，即吸附质在表面层的浓度大于体相浓度，则称为正吸附，此吸附质就称为表面活性物质(剂)。例如浮选中常用的长烃链羧酸盐、硫酸酯、磺酸盐及胺类捕收剂等。如果吸附质使表面张力升高，即$\frac{\mathrm{d}\sigma}{\mathrm{d}c}$大于零，则 Γ 小于零，此时吸附质在表面层的浓度小于体相浓度，则称为负吸附。这种吸附质被称为非表面活性物质，如浮选中使用的无机酸、碱、盐调整剂等。

对表面活性物质的同系物而言，每增加一个 CH_2，表面活性约增加三倍，起泡剂的性能与其表面活性密切相关，此关系称为特劳伯法则。

②固—液界面的吸附——浮选体系中固—液界面吸附相当复杂。浮选过程中无论添加何种药剂，绝大多数情况下都在固—液界面发生吸附，从而使界面性质发生变化。因此，研究固液界面吸附主要是研究不同药剂质点在固—液界面的吸附。

固体的吸附作用同液体的吸附作用类似，只发生在表面层而不深入到内部，属于表面现象。如果吸附的物质扩展到固体深处，则称为吸收。被吸附的溶质称吸附物，吸附吸附物的物质称为吸附剂。因为固体表面存在表面能，故也有吸附某种物质降低表面能的倾向，因此，吸附剂总是吸附那些能降低其表面能的物质。溶液中药剂在固—液界面的吸附服从朗缪尔(Langmuir)吸附等温式：

$$\Gamma = \Gamma_m \frac{bc}{1 + bc} \tag{4-6-6}$$

式中，Γ、Γ_m、c、b 分别为平衡吸附量、饱和吸附量、吸附质平衡浓度和常数。利用式(4-6-6)可准确地计算高、低浓度下单分子层的吸附结果。该式同样也适用气体在固体表面的吸附。对朗缪尔吸附等温式的研究表明，常数 b 值等于吸附量为 $0.5\Gamma_m$ 时的吸附质浓度。

对于固体表面不均匀的多层吸附，可用费兰德利希吸附经验方程来计算：

$$\Gamma = kc^{1/n} \tag{4-6-7}$$

式中，k 和 n 均为经验常数，可用双对数图 的方法获得。水溶液中，捕收剂在矿物表面的吸附常符合此式。此外固—气界面的吸附也可采用此式。

③液—液界面吸附——泡沫浮选过程中经常使用非极性烃类油作捕收剂，尤其在浮游选煤时烃类油是最主要的药剂。此外，油团、全油或乳化浮选时，也需要采用大量非极性烃类油。但在泡沫浮选时要将油分散在水中形成 O/W(水包油)型乳状液 ;而对全油浮选等，要将水分散在油中形成 W/O(油包水)型乳状液。

由于液—液界面界面面积和界面自由能储量极高，系统处于多相热力学不稳定状态，力图向自由能降低的方向发展、以求达到稳定状态，即减少液—液界面面积。故单靠物理作用形成的乳状液只能暂时地增加界面面积，很快会发生破乳(油和水分层)。而欲维持此乳状液的稳定，有一个途径就是用表面活性剂降低油—水界面自由能，这种办法可获得分散度适宜和稳定性较高的乳状液。制备这样的乳状液对烃类油浮选剂很有实际应用价值，所以浮选中研究液—液界面吸附主要就是研究油—水界面表面活性物质的分布规律以及对油和水分散性能及形式的影响。

浮选过程中使用着大量表面活性物质，绝大多数情况下属正吸附。图 4-6-27 为三种类型物质的表面张力与浓度的关系曲线。曲线 1 为无机盐类表面惰性物质的 σ—c 曲线，这类物质为负吸附，表面张力稍高于水 ;曲线 2 为浮选中常用的表面活性物质，多为烃链较短的复极性分子，例如 C_9 以下的醇和羧酸、萜烯醇、醚醇、含氧烷基衍生物及黄原酸盐类，等等。该类物质

在浮选中多为优良的起泡剂和硫化矿物的捕收剂，故通常称为表面活性物质；曲线 3 多为碳链较长的烷基硫酸盐或磺酸盐类、胺盐、皂类和多元醇类，特点是在低浓度时就可显著降低表面张力，并以曲线上最低点标志其在溶液中形成的胶束的临界点，而后表面张力随浓度增加又有所回升。此类物质通称为表面活性剂。在浮选中多作为氧化矿物的捕收剂，也作为非极性油类的乳化剂和分散剂。

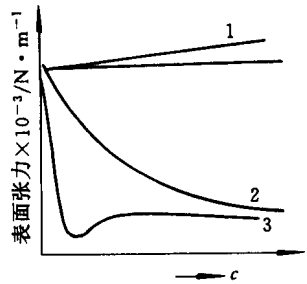


图 4－6－27　不同类型物质的表面张力等温线

1－无机盐；2－表面活性物质；

3－表面活性剂

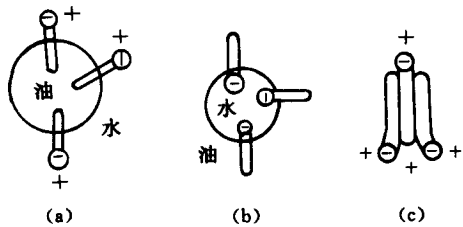


图 4－6－28　胶束雏型

当水中加入表面活性物质后，这些长烃链表面活性剂分子的疏水基被水排斥，亲水基被水吸引。由于烃链较长，所以被水排斥的力大于水对极性基的吸引力，因此这样的单个分子在水中处于不稳定状态。为了趋于稳定状态，该类分子只能采取两种存在形态：一是在油—水界面上定向吸附，把亲水基留在水中，疏水基插入油中，如图 4－6－28 中的(a)和(b)；二是在水中形成胶束，以尽量减少疏水基与水的接触，疏水基之间靠分子内聚力互相紧靠在一起；当水中的表面活性剂浓度很低时，可以形成二或三个分子的聚集体，如图中(c)所示。当表面活性剂浓度增高到一定程度，表面张力、电导率会发

生突变(图 4－6－27 中曲线 3),这个转折点的浓度就是形成胶束的临界浓度,称 CMC。此时,由几十个至几百个组成球形、薄叶形、小棒形胶束,见图 4－6－29,这种胶束的尺寸为几个纳米。

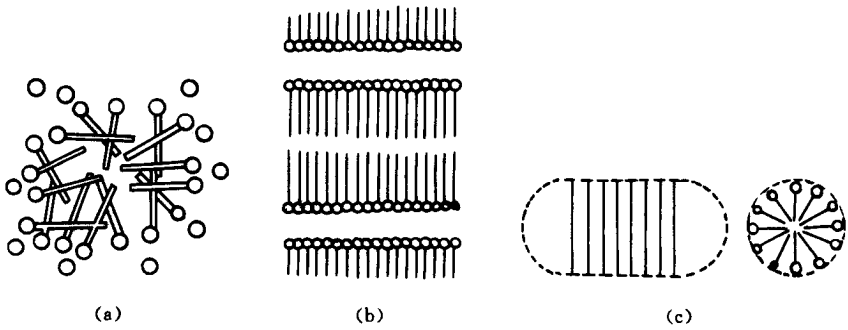


图 4－6－29　溶液中的胶束形状

(a)溶液中的球形胶束;(b)溶液中的薄叶胶束;(c)溶液中的小棒胶束

CMC 表示表面活性剂形成胶束时的浓度。也可作为度量表面活性剂的标志。CMC 越小,表示表面活性剂形成胶束所需的浓度越低,改变界面性质所需的浓度也越低。临界胶束浓度还是表面活性剂溶液的性质发生显著变化的一个转折点。一般地说,对于某一同系物,CMC 值随烃链中碳原子数增加而降低,可用下列经验式表示:

$$\lg \mathrm{CMC} = A - B_n \qquad (4-6-8)$$

式中,n 为烃链中的$-CH_2$ 基的数目;A 和 B 为常数,由分子类型和温度所决定,见表 4－6－6。CMC 与烃链长度的关系如图 4－6－30 所示。

表 4－6－6　各种表面活性剂的 A、B 常数

化合物	T/℃	A	B
RCOOK	25	1.63	0.290
RCOOK	45	1.74	0.292
RSO_3Na	40	1.59	0.294
RSO_3Na	50	1.63	0.294
RSO_4Na	45	1.42	0.295
RNH_2Cl	45	1.79	0.296

化合物	T/℃	A	B
$RN(CH_3)_3Br$	60	1.77	0.292
$RCH(COOK)_2$	25	1.54	0.220
$RCH(COOK)CH(COOK)_2$	25	1.70	0.226
2－烷基苯磺酸钠	55	–	0.292
烷基葡萄糖甙	25	2.64	0.530

在胶束溶液中加入少量烃类油，它们立即渗入表面活性剂分子的烃链间，构成薄叶胶束的夹层，称为膨松胶束，如图 4－6－31 中(a)和(b)所示。其容积较原胶束膨胀了，这种胶束的尺寸可达 50 nm；如果在上述系统中加入助剂，则可以从膨松胶束进一步发展为球形胶束，即微乳状液。其尺寸由 30～80 nm 至 100 nm，如图 4－6－31 中(c)和(d)所示。

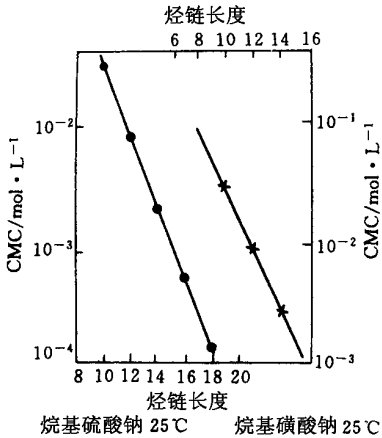


图 4－6－30　CMC 与烃链长度的关系

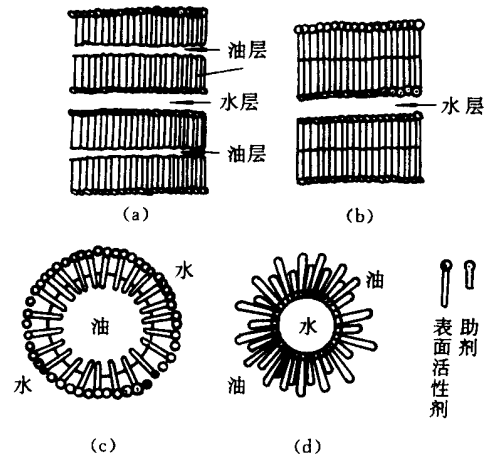


图 4－6－31　膨松胶束和微乳状液

四、气泡矿化

浮选过程中颗粒附着于气泡上的过程称为气泡的矿化。在气泡矿化过程中，表面疏水的矿粒优先附着在气泡上，构成气泡—矿粒的联合体；表面亲水的矿粒很难附着到气泡上，即使有可能附着也不牢固。即气泡矿化过程具

有选择性。但除了颗粒表面润湿性对气泡矿化有影响外，颗粒的物理性质（如粒度、密度、形状、带电状态等）、气泡的尺寸及浮选槽内流体动力学形态等多种因素均对气泡矿化有影响，如图 4－6－32 所示。

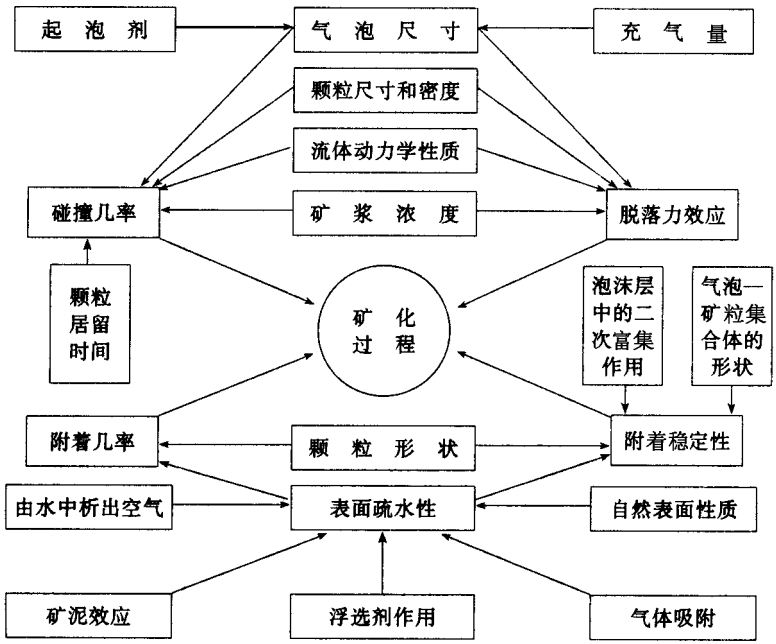


图 4－6－32　影响气泡矿化过程的各种因素

（一）气泡矿化的影响因素

浮选过程可以分为四个阶段：第一为接触阶段，矿粒在流动矿浆中以一定的速度和气泡接近，并进行碰撞接触；第二为粘着阶段，矿粒与气泡接触后，表面疏水的矿粒和气泡之间的水化层逐渐变薄、破裂、在气、固、液三相之间形成三相接触周边，实现矿粒与气泡的附着；第三为升浮阶段，附着了矿粒的气泡（即矿化气泡）互相之间形成矿粒气泡的联合体，在气泡上浮力的作用下进入泡沫层；第四为泡沫层形成阶段，最后形成稳定泡沫层，并及时刮出。泡沫浮选过程中，疏水矿粒能否作为精矿上浮，取决于这四个阶段的进展情况。如果每个阶段都处于良好状态，就能得到满意的浮选结果。浮选时，矿粒能否上浮的总概率应由上述四个分过程的分概率来决定，即：

$$p = p_c \cdot p_a \cdot p_n \cdot p_s \tag{4-6-9}$$

式中，p、p_c、p_a、p_n、p_s 分别为矿粒进入泡沫产品的总概率、碰撞阶段的

碰撞概率、粘着阶段的粘着概率、升浮阶段中的不脱落概率、泡沫层形成阶段的稳定性概率。

p_c 与气泡直径、矿粒直径、水流运动状态及矿浆浓度等有关。矿粒和气泡能否粘着，即 p_a 的大小与矿粒表面疏水程度、碰撞速度及气泡与矿粒的碰撞角度有关。p_n 则和气泡与矿粒粘着的牢固程度关系密切。p_n 受气泡和矿粒粘着面积、气泡给予矿粒的提升力、矿浆运动速度及其他矿粒对它的干扰程度等因素影响。p_s 主要受气泡寿命及气泡与矿粒粘附牢固程度的影响。为提高气泡和矿粒附着的总概率，必须提高四个分过程的概率，才能有利于浮选过程的进行。

(二)气泡矿化形式

浮选矿浆中气泡的矿化是气泡群和矿粒群之间的群体行为，有别于单一的矿粒和气泡的情况，大半个世纪以来，大量学者通过高速摄影和测定，将现代浮选槽内的气泡矿化现象归纳为三种形式，如图 4－6－33 所示。

①矿粒附着于由碰撞和搅拌切割而成的气泡上，形成矿化气泡，气泡运动时，粘附的矿粒群往往聚集于气泡尾部，形成所谓矿化尾壳，如图中的(a)。矿化尾壳占据气泡总表面积的百分比因浮选条件不同而不同，在可浮性好的颗粒多的精选作业中可高达 20%～30%，而低的只有 1%～2%。

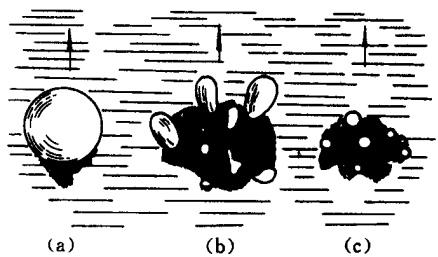


图 4－6－33　矿化气泡的三种形式

②空气在水中由过饱和析出在颗粒的疏水性表面，增长和兼并，析出颗粒—微泡联合体，如图中(b)。此时许多气泡粘附在一个矿粒上，此种矿化形式对粒粒浮选有重要意义。

③由若干微小气泡和许多细小颗粒构成气絮团，如图中的(c)，此先决条件是形成疏水絮凝体，此种疏水粒群往往以气絮团浮出。

气泡矿化形式与浮选机类型及充气方式有关。常用的浮选机多是机械搅拌式,属正压充气,气泡矿化基本属于第一种,但在叶轮周围有负压区,可有部分微泡析出,即兼具第二种形式。在减压式浮选机中,主要是溶解在矿浆中的空气大量析出在疏水矿粒的表面,形成微泡。

因此以第二种形式为主,也可互相粘附形成气絮团。在喷射、旋流式浮选机中,喷嘴处压力降低类似减压浮选,因此气泡矿化以第二、三种形式为主。实际上,只要物料中有细小颗粒,又有直径较小的气泡,就有第三种形式。通常,浮选过程中这三种形式的矿化气泡是并存的,只是所占比例不同。虽在理论上已认识到第二种形式具有最高的选择性和捕收能力,但实践中却以第一种形式为主。

(三)气泡矿化热力学及动力学

从热力学观点看,矿粒向气泡粘附,必须在外力作用下排开水化层才能实现,并且粘附前后矿粒和气泡体系的自由能要减少才能形成稳定的气泡矿化体系。用热力学方法分析能够确定矿化过程的方向和结果,但不能确定过程的机理和动力学,所以应将二者结合起来。

1.粘附功

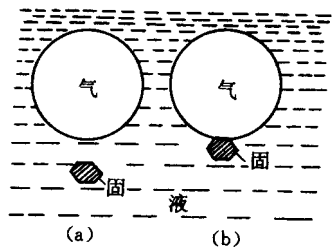


图 4－6－34　矿粒与气泡固着前后状态

浮选过程中的最基本行为是气泡矿化,该过程进行的基本依据是矿物润湿性不同。一些矿物可粘附到气泡上,而另一些则不能,从而实现不同矿物的分离。过程能否自发进行服从热力学第二定律。即在恒温恒压条件下,行为发生后如系统自由能降低则过程自发进行,反之,则不能自发进行。运用热力学分析方法可以将这一体系简化到如图 4－6－34 所示的状态,(a)表示矿粒附着于气泡之前 ;(b)表示矿粒附着于气泡之后。若将体系看做是一个

等温等压体系，那么矿粒与气泡附着前体系的自由能为 W_1，即

$$W_1 = S_{LG}\sigma_{LG} + S_{SL}\sigma_{SL} \tag{4-6-10}$$

式中，S_{LG}、S_{SL}表示气泡、矿粒在水中的表面积；σ_{LG}、σ_{SL}表示水气、固水界面表面自由能。

假定我们只讨论附着一个单位表面积，即 $S_{SG} = 1$，σ_{SG}为固气界面表面自由能，且附着后气泡仍保持球形不变，矿粒与气泡附着后的体系自由能为 W_2，即

$$W_2 = (S_{LG} - 1)\sigma_{LG} + (S_{SL} - 1)\sigma_{SL} + \sigma_{SG} \cdot 1 \tag{4-6-11}$$

附着前后体系自由能的变化为西 ΔW，则

$$\Delta W = W_1 - W_2 = \sigma_{LG} + \sigma_{SL} - \sigma_{SG} \tag{4-6-12}$$

式中，σ_{SG}和 σ_{SL}目前尚不能直接测定，用杨氏方程代入得

$$\Delta W = \sigma_{LG}(1 - \cos\theta) \tag{4-6-13}$$

ΔW 为附着一个单位表面积前后体系自由能的变化，浮选上称为可浮性指标或粘附功。如果 $W_1 > W_2$，则 $\Delta W > 0$，说明粘附过程体系自由能是降低的，按热力学第二定律，此过程可以自发进行。从式(4-6-13)可见，可浮性指标是气液界面表面自由能和矿物表面接触角 θ 的函数。对绝对亲水的矿物，$\theta = 0°$，$\Delta W = 0$，矿粒不能自发附着于气泡；$\theta > 0°$，则 $\Delta W = 0$，θ 越大，ΔW 值也越大，故越是疏水的矿粒附着于气泡的自发趋势越显著。疏水性矿粒能附着于气泡而亲水性矿粒则不能附着这一现象在这里得到了初步解释。

2.矿粒与气泡碰撞附着

(1)水化层薄化

如图 4-6-35 所示。浮选过程中，矿粒与气泡互相接近，先排除在两者夹缝间的普通水。

由于普通水的分子是无序而自由的，所以易被挤走。当矿粒向气泡进一步接近时，矿粒表面的水化膜受气泡的排挤而变薄。水化膜变薄过程的自由能变化与矿物表面的水化特性有关：

①矿物表面水化性强(亲水性表面)，则随着气泡向矿粒逼近，水化膜表面自由能增加，如图 4-6-35 曲线 1 所示。当矿粒与气泡不断接近时，其表

面能不断升高，除非有外加的大能量，否则水化膜不会自发薄化。水化膜的厚度与自由能的变化表明，表面亲水性的矿物不易与气泡接触附着。

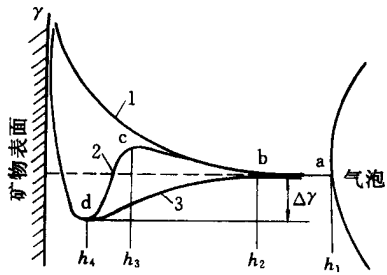


图 4－6－35　水膜的厚度与自由能变化

1－强水化性表面；2－中等水化性表面；

3－弱水化性表面

②中等水化性表面，如图 4－6－35 曲线 2 所示，这是浮选常见的情况。

③弱水化性表面，即疏水性表面，如图 4－6－35 曲线 3 所示。疏水性表面的水化膜比较脆弱，有一部分自发破裂，此时自由能降低。但到很近表面的一层水化层，仍很难排除，曲线 3 在左侧急剧上升说明了此点。

浮选常见的矿物既非完全亲水，也非绝对疏水，往往是中间状态，即图 4－6－35 中曲线 2 的情况。矿粒向气泡附着的过程，详细可分为 a、b、c、d 四个阶段，相对应的矿粒与气泡间距离分别为 h_1、h_2、h_3、h_4。

a 阶段为矿粒与气泡的互相接近，这是由浮选机的充气搅拌、矿浆运动、表面间引力、矿粒和气泡的大小等因素综合造成的。此时自由能变化不多。b 阶段是矿粒与气泡的水化层接触，原来矿粒与气泡间的普通水层，逐步从夹缝中被挤走，直至矿粒表面的水化层与气泡表面水化层相互接触。由于水化层的水分子是在表面键能的作用力场范围内，故水分子偶极是定向排列的，这与普通水分子的无序排列不同。因此，要挤走水化层中的水分子，如曲线 2 由 b 向 c 处推进时，就需要外界向体系做功，才能克服 b 到 c 的能峰。c 阶段是水化膜的变薄或破裂。水化层受外加能的作用变薄到一定程度，成为水化膜，间隔距离为 h_3，相应曲线 2 由 c 到 d。此时水化膜表现出不稳定性，即已越过能峰 c，再逼近，距离 h_3 缩为 h_4，自由能减低，水化膜厚度会自发变薄。据测定，大致间隔为 $(1 \sim 100) \times 10^{-9}$ m。此时矿粒与气泡自发靠近。d

阶段是矿粒与气泡接触。从 c 自发进行到 d,此时矿粒与气泡开始接触。接触发生后,如为疏水矿物表面,接触周边可能继续扩展。

根据一些研究,在矿粒与气泡接触面积上,可能有‘残余水化膜”,就此膜特性而论,已近于半固态,要除去此膜,需要很大的外加能,如果存在残余水化膜,则矿粒与气泡只是两相接触,即只有固—液和液—气两种界面。于是三相接触的平衡式应改写为两相。

(2)碰撞过程及影响因素

矿粒与气泡的碰撞附着过程和影响因素与浮选机中流体的性质、二者相对运动的轨迹、气泡和矿粒的大小等因素有关,而前二者又主要和浮选机的型式有关。当气泡和矿粒的大小在一定范围内时,根据矿浆的运动形式及矿粒和气泡相对运动轨迹,可把碰撞附着分成层流碰撞和湍流碰撞。

①层流碰撞——通常将雷诺数小于 10^3 的流动称为层流。在层流情况下,颗粒顺流线运动,流体的惯性可以忽略。根据浮选机的型式不同,在浮选机中产生层流碰撞的区域是不相同的。图 4 – 6 – 36 是传统的机械搅拌式浮选机中不同的分区,通常分为四个区,即泡沫区、分离区、矿化运输区和混合区。而在浮选柱中则和以上分区完全不同,基本没有混合区,主要为分离区。

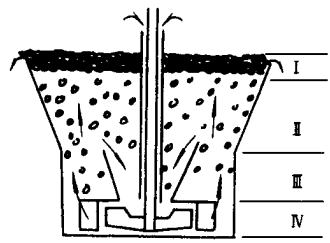


图 4 – 6 – 36　气泡运动示意图

Ⅰ – 泡沫区;Ⅱ – 分离区,Ⅲ – 矿化运输区;Ⅳ – 混合区

在混合区中气固液三相进行激烈混合。气流被切割、分散成气泡,气泡群与悬浮的颗粒群进行大量的碰撞和接触。在该区内气泡和矿粒的运动没有一定的方向,不属于层流,其碰撞属于紊流碰撞。在分离区和矿化运输区中,气泡随矿浆流或靠浮力向上运动,矿粒主要靠重力向下运动或随矿浆流向上运动,气泡和矿粒的运动属于层流范围。在该区内的碰撞属于层流碰撞。研究浮选中气泡和矿粒碰撞过程的绝大部分照片上都是在这种条件下

拍摄的，可以用于层流条件下碰撞过程的分析。为使整个系统简化，假定有一个矿粒自气泡的上方落下，见图 4－6－37，矿粒的半径为 R_P，气泡的半径为 R_B。当气泡和水介质之间没有其他相对运动时，在气泡上方，半径为 $R_P + R_B$ 水柱中的矿粒均可借重力沉降与气泡接触。当气泡和水流有相对运动，水掠过气泡时，使流线弯曲，位于水中的矿粒受介质粘滞力的影响，其运动轨迹将偏离气泡，则只有半径为 b 的流束管中的矿粒，才可能与气泡接触，即 $b < R_P + R_B$。b 的大小取决于矿粒受介质粘滞力作用及矿粒本身的惯性力。粘滞力使矿粒沿流线弯曲，离开气泡；惯性力使矿粒偏离流线，有可能与气泡接触碰撞。矿粒和气泡发生碰撞的部位在矿粒和气泡相向运动的气泡半球上。

②湍流碰撞——通常将雷诺数介于 $10^4 \sim 10^6$ 的流动称为湍流，湍流碰撞发生在浮选机的搅拌混合区，在此区域，矿粒、气泡运动方向不定，碰撞可发生在任何部位，并且湍流的强度对碰撞的效果、上浮的速度和脱落的几率等产生的影响都有一定的随机性。

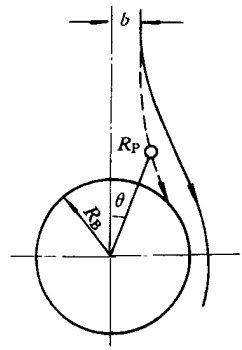


图 4－6－37　矿粒运动轨迹

湍流中，颗粒和气泡的碰撞几率除受湍流强度影响外，还受矿浆浓度、矿浆中颗粒数目和气泡数量的影响。若湍流强度、矿浆浓度、矿浆中颗粒数目、气泡数量提高，均可使碰撞几率提高。但如上所述，湍流强度提高后，气泡和颗粒之间的脱落力也随之增高。而且粒度越粗、密度越大、颗粒表面亲水性越强，这种湍流的副作用也越显著。因此湍流强度增加后，颗粒的浮出率不一定随湍流强度的增加而提高。在工业条件下，要保证粗颗粒的最大回收

率，应选择适宜的湍流强度。为了克服绕流的影响，对细粒物料可选用较高的湍流强度，这对附着有利。且湍流强度提高后，机械搅拌式浮选机可产生更多的小气泡，有助于提高微细颗粒（－10 μm）的碰撞几率和浮选速度。

3.微泡析出附着

在正常情况下，水中都溶解有一定数量的空气，溶解的多少服从享利定律，随压力和温度的变化，溶解的空气数量也发生变化。如在恒温降压、降压加温或压力不变温度升高的情况下，原来溶解于矿浆中的气体就会以微泡的形式析出。浮选矿浆中析出的微泡均是在恒温降压条件下析出的。

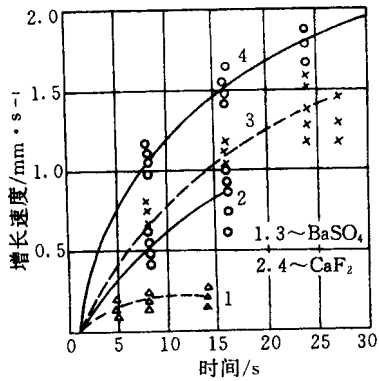


图 4－6－38　不同油酸钠浓度，由液相析出气体在重晶石和萤石上成泡后的增长速度

1－重晶石、油酸钠 1.0 mg/L；2－萤石、油酸钠 1.0mg/L；

3－重晶石、油酸钠 10.0 mg/L；4－萤石、油酸钠 10.0mg/L

悬浮在水中的微泡核直径的数量级为 10^{-4} μm。理论研究认为，含有这种微泡核的水比溶有气体的水更易断裂，这有利于微泡核在矿粒表面析出及扩大。矿物表面疏水性越强，气泡增长的速度越快，见图 4－6－38。在任何湍流的旋涡中心（速度中断面和局部降压区），也都可看到微泡核发展成微泡的现象。水中气体的过饱和度越高和大气泡含量越多，微泡核发展为微泡的几率也越高。

附在微细颗粒表面的微泡可以携带微粒上浮，或微泡和微粒互相形成气絮团，促使它们上浮。前者的上浮速度要比大气泡慢得多，后者可借微泡群的浮力进行有效的浮选。附在粗粒表面的微泡，因浮力不够，不能直接浮选

粗粒物料，但微泡可以成为颗粒和大气泡之间附着的桥梁，促使它们之间的附着。颗粒通过微泡和大气泡的附着比一般颗粒和气泡之间的附着更牢固。这是因为它们之间的附着接触面积较大，而且颗粒和微泡之间的附着是没有残余水化层的气固直接接触。

微泡是颗粒表面疏水区的气核，可以提高表面疏水性不均匀颗粒和难浮颗粒的附着几率，特别是提高粗、重颗粒的回收率和浮选速率，并可改善细粒矿物的选择性。克拉辛曾用三种不同充气方法对 0.074 ~ 0，147 mm、经油酸处理的萤石进行浮选，见图 4 – 6 – 39，结果证明，微泡和大气泡同时存在时，浮选效果最好。

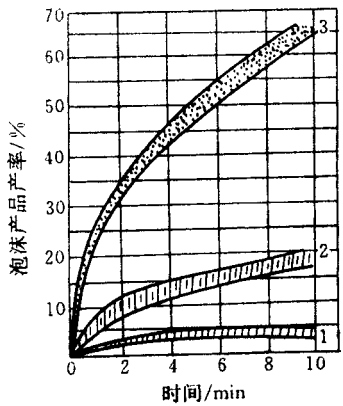


图 4 – 6 – 39　三种充气方式的浮选效果

1 – 由溶液析出气体；2 – 多孔隔膜充气；

3 – 气体析出与多孔膜充气联合方式

4.诱导时间和接触时间

当矿粒和气泡发生碰撞开始进入附着阶段后，水化层要变薄甚至破裂，即从碰撞到附着，要完成水化层薄化、破裂、三相润湿周边的扩展以及颗粒稳定地粘附于气泡之上四个过程，这段时间称诱导时间，过称感应时间。一个有可能和气泡附着的颗粒，与气泡发生碰撞后，一般会沿着气泡表面向下滑动，一直到下半部或尾部才能和气泡附着。

在颗粒和气泡的附着过程中，颗粒和气泡从开始碰撞到颗粒从气泡上脱落这段时间称为接触时间。一个颗粒要附着到气泡上，其诱导时间必须小于接触时间。即在接触时间内颗粒和气泡应能完成水化层薄化、破裂、三相润

湿周边扩展及颗粒稳定地粘附于气泡之上几个过程；反之，诱导时间大于接触时间，在接触时间内不能完成上述几个阶段，颗粒和气泡不能够附着。诱导时间越短，颗粒越容易附着到气泡上。诱导时间短则千分之几秒，长达十分之几秒以上，取决于颗粒表面的疏水程度，随颗粒表面疏水程度提高而缩短。浮选药剂、矿物颗粒大小等也影响诱导时间。

浮选药剂能改变颗粒表面的疏水性或亲水性，因而影响诱导时间。捕收剂在矿粒表面吸附能增加其疏水性，缩短诱导时间，用量增加可缩短诱导时间；抑制剂在颗粒表面的吸附增加颗粒表面亲水性，故延长了诱导时间。

诱导时间随矿物粒度增大而增加，但当粒度大于 50 μm 后，诱导时间趋向于常数。气泡尺寸、颗粒的表面粗糙度、润湿阻滞效应、颗粒形状等都能或多或少影响水化膜的破裂和诱导时间。

(四)泡沫层分析

1.两相泡沫

两相泡沫是气相在液相中的一种分布形式，其特点是气相体积远大于液相体积，故液相呈薄层状分割气体。液相中的气泡分散体浮升至液面稳定聚集即成泡沫，没有固相参与的泡沫叫两相泡沫。浮选中形成的含有大量矿粒或其他第三相物质泡沫称三相泡沫。两相泡沫比较简单，在评价及研究起泡剂及泡沫时经常用到。

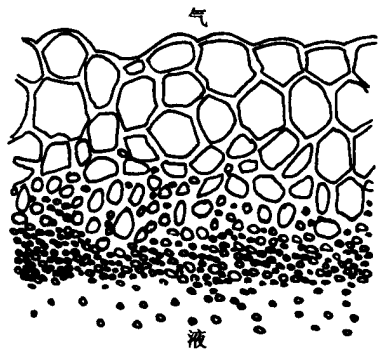


图 4－6－40　两相泡沫剖面图

图 4－6－40 为两相泡沫的结构。在相邻气泡大小相差不大的情况下，往往形成水层夹角互为 120°的三气泡结构单元，由三叉水层分隔。此种三叉

水层结构又称普兰台边界。普兰台边界对泡沫的脱水起作用。图 4－6－41 是三相泡沫层的结构。在泡沫层的下部以圆球状的小气泡为主，分隔水层很厚，含水较多；泡沫层上部水层逐渐变薄，气泡逐渐变大，主要由多面体的大气泡组成，水层很薄，含水很少。三相泡沫除分隔水层中有大量矿粒外，结构与两相泡沫相似。

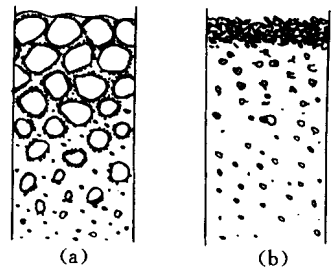


图 4－6－41　三相泡沫纵剖面图

(a)膜状泡沫；(b)聚集状泡沫

同其他的二元分散体系(如乳浊液、气溶胶)一样，泡沫是不稳定体系。泡沫层总是处于表层的老气泡不断破灭及下部不断补充新鲜气泡的动态平衡状态。泡沫层中气泡破灭的主要原因如下：

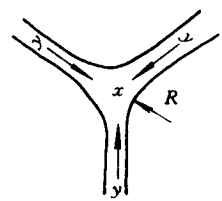


图 4－6－42　普兰台三角区

①脱水作用——泡沫层中分隔气泡的水层由于受重力、蒸发及表面张力等作用而逐渐变薄。重力作用使泡沫层上部的水向下流动，最终进入液相。在泡沫层表面的水层又因水分不断蒸发而进一步变薄。表面张力的作用示于图 4－6－42。在普兰台边界的交界处(标以 x)形成凹面，按曲面压力公式 $\Delta p = \frac{2\gamma}{R}$(液相与气相界面的压力差为 Δp，液面的曲率半径为 R)，凹液面处 Δp 为负值，而平液面 y 处 Δp 为零，故水层在 x 处的压力小于 y 处，使 y 处

的水向 x 处汇集，y 处水层变薄。

②泡沫层中气泡的兼并——泡沫中相邻气泡直径不同时，气泡内的毛细压力 p 不同（$p=\frac{4\gamma}{R}$），小气泡的毛细压力 p_1 大于大气泡的压力 p_2，压力差为 $p_1-p_2=4\gamma\left(\frac{1}{R_1}-\frac{1}{R_2}\right)$，使得小气泡内的空气透过水层向大气泡扩散，最终导致小气泡被大气泡兼并。

③分隔水层的破裂——泡沫层的脱水作用使分隔水层变薄到极限厚度 $(1.0\sim1.5)\times10^{-8}$ m，此时的水膜叫黑斑（Black Spot）或黑膜。由于两气液面非常靠近，位于界面层的起泡剂分子及水分子以氢键及分子力互相吸引，加之界面双电层的静电斥力作用，使黑膜变得极为稳定，如无外力作用，可持续存在一定时间，一旦受外力和药剂影响，顷刻破裂。

由此可见，两相泡沫层的破灭，可分为分隔水层变薄和黑膜破裂两段。泡沫寿命也由这两段的进展状况而定，往往黑膜的破裂速度起决定性作用。

2.三相泡沫——矿化泡沫层

如上所述，含有矿粒或第三相的泡沫就是三相泡沫。三相泡沫有许多与两相泡沫相似之处，如泡沫层中气泡自上而下由大变小，分隔水层自上而下由薄变厚，泡沫层上部的大气泡显著变形等。常见的矿化泡沫层如图 4－6－41。

浮选过程中理想的三相泡沫是由矿化充分、大小适度的气泡组成的，不发粘，有较好的流动性，除气泡顶端外，其他气泡表面均被矿化。有时在浮选过程中可以观察到由疏水絮凝体和许多小气泡形成的矿化泡沫，这种泡沫含大量的疏水矿粒和少量的水，有较高的稳定性，不易破裂。在扫选过程中经常碰到“水泡”，此种泡沫矿化程度较差，含大量的水，气泡较大且易碎。有时，在泡沫层上出现喷水雾现象，此种现象多半是由于起泡剂用量过多引起的，使气泡变脆，水分增高，这种脆泡往往矿化极差，说明浮选药剂使用不当，浮选过程失调。

泡沫层中的固体颗粒强烈地影响泡沫的稳定性。对于充分矿化的泡沫层，矿粒在气液界面密集排列，相当于给泡沫“装甲”，气泡兼并时需要消耗额外的能量以使粘附的矿粒脱落，使兼并难以发生；再者，由于在气液界面有矿

粒粘附,分隔水层产生一种毛细作用力,此种力使水层厚度保持一定。当矿粒的接触角介于 0°～90°时,随着接触角增大,矿粒在气泡上的粘着变得更加牢固,泡沫层的稳定性亦相应增大。但如果矿粒的接触角大于 90°,疏水矿粒反而成为沟通水层两边空气的媒介,促使气泡兼并。

矿粒的形状及大小也影响泡沫层稳定。矿粒过粗,稳定作用降低。例如添加 0.1mm 的方铅矿矿粒可使异戊醇溶液的泡沫层寿命由 17 s 增加到几小时,而 0.3 mm 的方铅矿只能使泡沫层寿命由 17 s 增至 60 s。小于 0.1μm 的疏水胶粒破坏泡沫的稳定性。矿粒的形状也很重要,一般扁平矿粒产生较稳定的泡沫。

浮选泡沫层的形成和破灭是一个动平衡过程。气泡带着一定厚度的矿浆层上浮,到达泡沫层时逐步密集并互相干扰,并以一定速度继续上升;与此同时,由于泡沫层的脱水作用,进入泡沫层的一部分水挟带未粘着或粘附不牢的矿粒下落并返回矿浆。

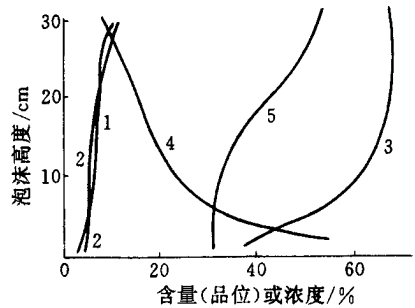


图 4－6－43　泡沫中矿物含量随泡沫高度的变化

1－黄铜矿含量;2－闪锌矿含量;3－黄铁矿含量;4－脉石含量;5－固体质量百分比

泡沫层的脱水、气泡互相兼并使气液界面减少、气泡壁破裂时的颠动等,使粘附于气液界面的矿粒根据粘附牢固性大小竞争气液界面。矿粒粘附的牢固性主要取决于其疏水性及形状。疏水性较差的矿粒粘着不牢,首先脱落,随向下流动的水返回液相。于是,泡沫层中矿粒的矿物组成或品位随泡沫层高度而变化,精矿品位随泡沫层高度而提高,脉石矿物则主要聚集在泡沫层下部,如图 4－6－43。这种目的矿物在泡沫层的富集现象叫二次富集作用。二次富集作用对提高精矿品位有利。为了充分利用此种作用,应注意

刮泡方式及刮泡速度，同时应为脉石矿粒在泡沫层中下落创造必要条件。如调整药剂制度，减少泡沫粘性，扩大目的矿物与脉石矿物的可浮性差别等，甚至可在泡沫层上适当喷洒清水。但要注意喷水量，过大过小都不好。

根据对泡沫层结构的分析，近年来国内外的一些研究者设计了一种泡沫分选机。它的原理在于经过充气器和事先在槽内加入适量的起泡剂和捕收剂，致使分选槽的表面造成一层厚厚的已吸附起泡剂和捕收剂的泡沫层。另外，与一般的浮选方法不同之处是浮选入料加入泡沫层的表面，由于各种矿物的疏水性不同，因而泡沫层对各种矿物的选择作用也不同。疏水性好的矿物很容易粘附于泡沫而进入精矿 疏水性差的矿物则由于矿物的重力作用穿透泡沫层而进入矿浆，随尾矿排除。泡沫分选机的分选原理就在于泡沫层与不同疏水性矿物的作用不同。

五、浮选动力学

浮选过程进行的速度快慢可用单位时间内浮选矿浆中欲浮矿物的浓度变化或精矿产品回收率来衡量，称之为浮选速率。浮选动力学的主要任务是研究浮选速率的规律性，分析各种影响因素。研究浮选动力学的意义是改善浮选流程、发展浮选新工艺，改进浮选机设计，改革浮选试验研究方法，研制浮选流程的计算机仿真，应用于浮选厂模拟设计，实现浮选回路的最佳化控制及自动化。

(一)浮选动力学影响因素

浮选是包括许多分过程的复杂过程，这些分过程大体上包括：

①给料引入，矿浆引入、空气引入；

②矿粒和气泡的附着，矿粒和气泡碰撞、矿粒向气泡附着、矿粒从气泡上脱落；

③矿粒在矿浆和泡沫间的转移，矿化气泡进入泡沫、矿粒直接带入泡沫、矿粒从泡沫上返回矿浆；

④浮选产品的排除，泡沫的排除、尾矿的排除。

上述各分过程均会对浮选速率产生影响。另一方面，矿物浮选又是一个复杂的现象，除受机械、工艺及操作条件影响外，物理化学因素对速率也产生

重要影响。归纳起来,影响浮选速率的因素可分为四类:

①矿石和矿物的性质,如矿物的种类和成分、粒度分布、矿粒形状、单体解离度、矿物表面性质等;

②浮选化学方面诸因素,如捕收剂的选择性、捕收能力强弱、活化剂、抑制剂、起泡剂的种类和用量、介质 pH 值、水质等;

③浮选机特性,如浮选机结构和性能、充气量、气泡尺寸分布及分散程度、搅拌程度、泡沫层的厚度及稳定性、刮泡速度等;

④操作因素,如矿浆浓度、温度等。

人们从不同角度,针对不同目的进行了大量探索。通过这些因素对浮选速率影响的研究表明,所涉及问题实际上十分复杂,很难得出每一因素对浮选速率影响的一致结果,这也给浮选动力学研究带来很大困难。

(二)浮选速率方程和级数

矿粒向气泡附着是浮选过程的基本行为。这一过程与化学反应相类比,矿粒与气泡的碰撞和粘附相当于化学过程中的分子、原子、离子等粒子间的相互作用,当用化学过程中的一级反应描述矿物浮选行为时,在窄粒级纯矿物浮选条件下是拟合良好的;而对于实际矿石的浮选过程,则令人失望,一般情况下均得不到满意的结果。因为与相对比较均匀的分子、原子和离子间的化学反应相比,在浮选槽内进行的浮选过程要复杂得多。

1.一级反应

实验室纯矿物试验和对工业浮选产品进行筛析研究的结果均表明,就窄级别单一矿物而言,浮选速率与浮选槽内矿浆中该种矿粒的浓度成正比,遵循一级反应速率方程:

$$\frac{\mathrm{d}c}{\mathrm{d}t} = -kc \tag{4-6-14}$$

式中　c、t、k——矿浆中目的矿物的浓度、浮选时间和浮选速率常数。

由于浮选槽内目的矿物浓度的变化与回收率的变化是相对应的,为了使用上的方便,将式(4-6-14)写成如下形式:

$$\frac{\mathrm{d}\varepsilon}{dt} = k(1-\varepsilon) \tag{4-6-15}$$

式中　ε——目的矿物的回收率。

$$\varepsilon = 1 - e^{-kt} \tag{4-6-16}$$

由于实际矿石中存在不能浮起的目的矿物，浮选时间无限延长时所能达到的回收率不是 100%，只能是 ε_∞（最大回收率，纯矿物取 100%）。

$$\varepsilon = \varepsilon_\infty (1 - e^{-kt}) \tag{4-6-17}$$

式(4-6-17)可变为：

$$\ln \frac{\varepsilon_\infty}{\varepsilon_\infty - \varepsilon} = kt \tag{4-6-18}$$

令 $k = k_1$，为一级反应速率常数，以 $\ln\ln \frac{\varepsilon_\infty}{\varepsilon_\infty - \varepsilon}$ 对 t 作图，当符合一级反应时，则应得到通过坐标原点的直线，斜率为速率常数 k_1。或将测得的各组 ε 和 t 的数据代入式(4-6-18)，如果算出的 k 值为基本一致的常数测也可确认为是一级反应。

2. n 级反应

对于一般实际矿石浮选，用式(4-6-17)来描述时误差很大。如果浮选槽内目的矿物浓度下降不是与槽内该矿物的浓度成正比，而是与浓度的 n 次方成正比，则式(4-6-14)变成：

$$\frac{dc}{dt} = -kc^n \tag{4-6-19}$$

式(4-6-19)即为 n 级浮选速率模型的基本形式。同理，可将式(4-6-17)写成便于应用的形式：

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = (\varepsilon_\infty - \varepsilon)^n \tag{4-6-20}$$

多年来，国内外对 n 的取值进行了大量研究工作，结果发现，为了与实际矿石浮选结果相拟合，n 的取值范围是 $0 \leqslant n < 6$，n 是整数，也可是非整数。当 $n = 2$，称为二级反应，可由式(4-6-20)推得：

$$\frac{t}{\varepsilon} = \frac{1}{\varepsilon_\infty^2 k} + \frac{t}{\varepsilon_\infty} \tag{4-6-21}$$

即在 t、ε—t 坐标系中，式(4-6-21)的图形应是一条直线。n 级浮选速率模型的提出，可以使实际矿石浮选过程被一个适宜的。值来表征，模型的适应性和拟合度均有所改善，但模型本身并没有揭露出过程的实质，也没有

解释清楚为什么有的过程具有线性特征($n=1$),有的过程具有非线性特征($n\neq1$)。

如果 n 不是整数,则称之为"非整数级反应"。此时$(\varepsilon_\infty-\varepsilon)^{1-n}$对 t 是直线关系。图 4-6-44 是 30~45 μm 粒级的赤铁矿浮选结果。当 $n=1.4$ 时是一条直线,表明它的浮选速率为非整数级。当 n 值大于该值时,在相应坐标中为向下凹曲;而当 n 值小于该值时,在相应坐标中则为向上凸起的曲线。

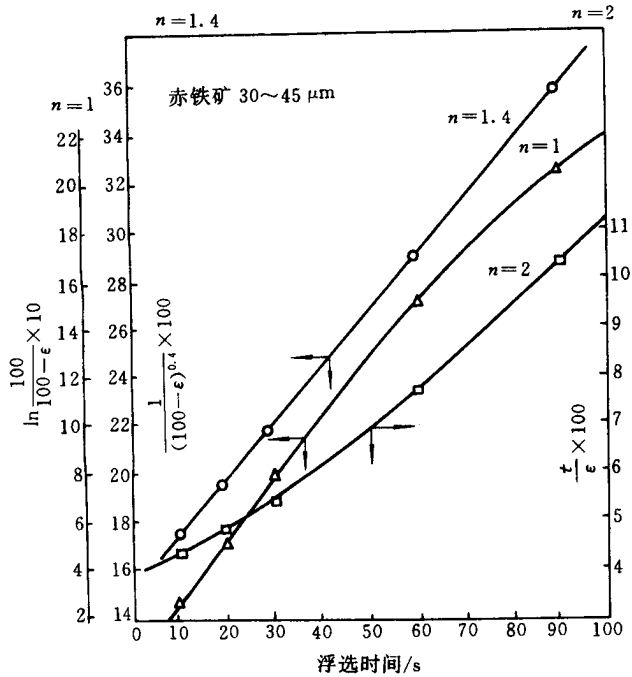


图 4-6-44　30~45 μm 粒级赤铁矿的浮选反应级数

由于浮选速率正比于速率常数和回收率的 n 次方,因此在比较浮选过程的快慢时,对于同一反应级数,可直接比较速率常数的大小。速率常数大,则浮选速率快。如果反应级数不同,则必须直接算出某时刻的浮选速率来比较。

(三)浮选速率常数分布特性

浮选实践表明,当组成浮选物料的各粒子的可浮性越来越相近(例如纯矿物粒级越来越窄),直至它们中的每一颗粒的可浮性都相同时,这一物料的

浮选速率是符合一级反应的。这时各矿粒的速率常数应是相等的，此时，我们把可浮性相同并具有相同的一级反应速率常数的这些矿粒称为一个品种(级)(species)。在实际矿石中，同一品种的矿粒群中可能存在有组成不同、颗粒不同、解离度及表面性质不同的颗粒。因此，若以一级动力学方程来描述实际矿石的浮选，可以认为：k 值不是常数，而是随时间变化的。在实际矿石浮选时，由于浮选物料由不同 k 值的品种组成，所以，具有较大速率常数的品种将以较快的速率浮选，而速率常数低的以较慢速率浮选，随着较大速率常数的品种不断浮出，浮选机中剩余物料的平均 k 值就随着浮选时间延长逐步降低，即 k 值是时间的函数。

由于浮选物料是由不同 k 值品种组成的，那么其中不同 k 值的品种数量占多大比例、如何分布，是一个研究课题，也决定了实际浮选动力学模型的使用效果。因为浮选物料组成实际上是十分复杂的，因此 k 值的分布也有多种表达式，可以分为两大类，即连续分布形式和离散分布形式。

关于反应级数和速率常数的分布函数的研究都属经验方程的范围。可以认为，浮选反应级数问题，实际上是浮选速率的宏观表示。而 k 值分布问题，则是对物料中不同速率的矿种组成规律的微观分析。

第二节　浮选药剂

一、浮选药剂的分类与作用

矿物能否浮选取决于矿物表面的润湿性。自然界中的矿物，绝大多数可浮性都很差，必须用浮选药剂来加强，而且这种加强必须要有选择性，即只能加强一种矿物或某几种矿物的可浮性，而对其他矿物不仅不能加强有时还要削弱。这样，就可以人为地控制矿物的浮选行为。浮选之所以能被广泛应用于矿物加工，重要的原因在于它能通过浮选药剂灵活、有效地控制浮选过程，成功地将矿物按人们的要求加以分开，使资源得到综合利用。例如多金属硫

化矿石，矿石中经常共生方铅矿、黄铁矿、闪锌矿、黄铜矿等硫化矿物，这些硫化矿物具有相似的物理性质，用重选等选矿方法很难使之分离。虽然它们的天然可浮性也相似，但通过浮选药剂的作用，可以成功地浮选分离，得到四种精矿，分别送冶金和化工企业回收铜、铅、锌、硫等元素。使用浮选药剂是控制矿物浮选行为最灵活、最有效、最方便的手段。此外，通过浮选药剂得到稳定的大量气泡也是浮选能够高效进行的前提。

浮选药剂的种类很多，既有有机化合物又有无机化合物，即有酸和碱又有不同的盐类等。浮选药剂分类法很多，最基本的方法是根据药剂的用途分类，通常分为三类，见表 4－6－1。

表 4－6－7　浮选药剂的分类

按用途分类	系　　列	种　类	典型代表
捕收剂	非离子型	烃类油 酯类	煤油、柴油 费原酸酯、烃基硫代氨基甲酸酯
	阴离子型	巯基类 烃基酸及皂	黄药、黑药 油酸、烃基硫酸钠
	阳离子型	胺类衍生物	混合胺、月桂酸
起泡剂剂	表面活性剂	醚类 醇类 醚醇类	丁醚油 松醇油、混合醇醚醇油
	非表面活性剂	酮醇类	双丙酮醇油
调整剂	活化剂	无机盐类	硫酸铜、硫化钠
	抑制剂	无机盐类 有机物	硫化钠、水玻璃 单宁、淀粉
	pH 调整剂	电解质	酸、碱
	絮凝剂	无机电解质 天然高分子 合成高分子	石灰、明矾 淀粉、骨胶 聚丙烯酰胺、聚氧乙烯
	分散剂	无机盐类 高分子化合物	水玻璃、苏打 各类聚磷酸盐

(1)捕收剂

能选择性地作用于矿物表面并使其疏水的有机物质称为捕收剂。捕收剂作用于矿物一水界面，通过提高矿物的疏水性，使矿粒能更牢固地附着于气泡而上浮。

(2)起泡剂

为表面活性物质，主要富集在水一气界面，促使空气在矿浆中弥散成小气泡，防止气泡兼并，并提高气泡在矿化和上浮过程中的稳定性，保证矿化气泡上浮后形成泡沫层刮出。

(3)调整剂

用于调整其他药剂(主要是捕收剂)与矿物表面的作用，调整矿浆的性质，提高浮选过程选择性。调整剂的种类较多，可细分为四种：

活化剂——能促进捕收剂与矿物的作用，从而提高矿物可浮性的药剂(多为无机盐)，这种作用称活化作用。

抑制剂——与活化剂相反，能削弱捕收剂与矿物的作用，从而降低矿物可浮性的药剂(各种无机盐及一些有机化合物)，这种作用称为抑制作用。

介质 pH 调整剂——主要是调整矿浆的性质，形成对某些矿物浮选有利、而对另一些矿物浮选不利的介质性质，例如用它调整矿浆的离子组成、改变矿浆的 pH 值、调整可溶性盐的浓度等。

分散剂与絮凝剂——调整矿浆中细泥的分散、团聚与絮凝。

浮选药剂的作用和分类是相对的，某种药剂在一定条件下属于此类，而在另一条件下可能属于另一类。如硫化钠(Na_2S)在浮选有色金属硫化矿时是抑制剂，而在浮选有色金属氧化矿时是活化剂，但用量多时又是抑制剂。

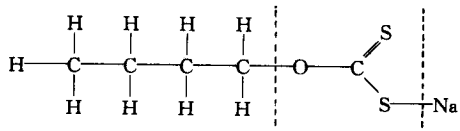
二、捕收剂

(一)捕收剂的分类与结构

捕收剂按其在水中解离程度分成两大类 非离子型捕收剂和离子型捕收剂。

非离子型捕收剂主要是非极性烃类油和不溶性的酯类。前者本身是非极性物质，主要用于分选非极性矿物，如煤、石墨等，也可以作某些极性矿物的辅助捕收剂。后者用于分选重金属硫化矿。

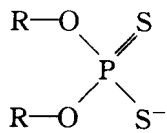
离子型捕收剂的分子结构中一般有两个基因：极性基和非极性基。极性基能够活泼地与矿物表面发生作用，使捕收剂固着到矿物表面；非极性基起疏水作用。所以，这类捕收剂也称杂极性或复极性药剂。离子型捕收剂的非极性基是烃基。烃基内部键能很强，表面是很弱的分子键，基本上不与水分子起作用，故含有非极性基的离子称为疏水离子。疏水离子中能与矿物发生作用的基团称为亲固基。捕收剂疏水能力的强弱取决于疏水离子中烃基的结构和长度，而捕收剂与矿物表面的固着强度和选择性则取决于亲固基的性质。以丁基黄药为例，其分子结构与组成如下：



分子	
非极性基	极性基
阴离子	阳离子
疏水离子	非疏水离子
烃基 / 亲固基	

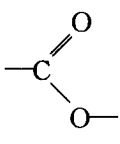
这类捕收剂在水中可解离为离子，其疏水离子可能是阴离子，也可能是阳离子，据此可分为两类：如果疏水离子是阴离子，称阴离子捕收剂；反之则称阳离子捕收剂。对阴离子捕收剂，按照亲固基的组成和结构进一步又可分为两类：

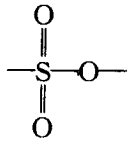
①巯基类捕收剂，又称硫代化合物类捕收剂，最典型的是黄药、黑药。这类捕收剂的亲固基中都含有二价的硫，常用作硫化矿的捕收剂。如黑药由两个烃基和亲固基

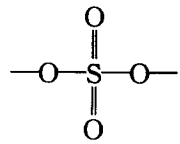


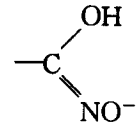
组成，起捕收作用的是$(RO)_2PSS^-$。

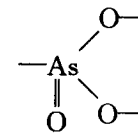
②烃基酸及皂类捕收剂，该类捕收剂的亲固基是羧基、硫酸基、磺酸基、羟肟酸基或胂酸基等，常用作氧化矿的捕收剂。


羧基


磺酸基


硫酸基


羟肟酸基


胂酸基

目前应用的阳离子捕收剂主要是脂肪胺。其疏水离子是阳离子(RNH_3^+)，在某些情况下胺分子起捕收作用。这类捕收剂目前主要用以分选使用阴离子捕收剂效果不明显的硅酸盐、铝硅酸盐和某些氧化矿物等。

捕收剂也可根据分选矿物的类型进行分类。通常分为非极性矿物捕收剂、硫化矿物捕收剂及氧化矿物捕收剂。

(二)非极性烃类油捕收剂及其捕收机理

非极性烃类油是煤、石墨、辉钼矿等非极性矿物浮选时的捕收剂，也广泛用作磷灰石、氧化铁矿和石英等矿物浮选时的辅助捕收剂。硫化矿浮选也可用非极性烃类油作捕收剂，帮助粗粒和难浮颗粒上浮。据美国 20 世纪 70 年代统计，非极性烃类油占浮选药剂消耗量的一半，其中主要为燃料油，其次为煤油。对选煤来说，非极性烃类油是最主要的捕收剂，特别是煤油、柴油和改性煤油等，占药剂耗量的 80% ~ 90%。故非极性烃类油是重要的捕收剂。

1.非极性烃类油特性

非极性烃类油具有如下特点：①分子结构对称，无永久偶极，分子内部的原子以共价键结合，电子共有，而且不能转移到其他原子上。②化学活性差，在水中不解离成离子、溶解度小、疏水性强，对呈分子键的、天然疏水性强的矿物表面具有良好的吸附性能。③矿物表面疏水性越好，在其表面的吸附量越多；吸附时，与矿物表面不发生化学反应，只能以物理吸附的形式固着到矿物的表面。④由于只能以物理吸附的形式吸附到矿物表面上，烃类油只能作为天然可浮性较好的矿物的捕收剂。⑤因其难溶于水，实际上是以油滴形式存在于水中，故其用量较大。

非极性烃类油主要有两方面来源：①石油工业产品。如煤油、轻柴油等；②其他工业副产品。

2.非极性烃类油与矿物表面的作用机理

非极性烃类油能否吸附到矿物表面并起作用，主要取决于它们与水和矿物表面作用力的大小。

(1)非极性烃类油与水之间的作用

非极性烃类油的主要成分为脂肪烃、环烷烃和芳香烃，其分子都是由碳和氢原子组成，原子之间以非极性的碳—碳键和弱极性的碳—氢键结合，属于非极性分子。分子之间由色散力聚集在一起。而水分子是强极性分子，水分子与非极性烃类油分子之间的作用力为诱导力和色散力，并以色散力为主。水分子由于是强偶极子，有极强的定向力、诱导力，并且以定向力为主，加上水分子之间的氢键缔合作用，水分子本身之间的吸引力比油水之间作用力大，所以，油不溶于水，有很好的疏水性，非极性烃类油在水中只能以油滴状态存在。

(2)非极性烃类油与矿物之间的作用

矿物表面有极性和非极性之分。当矿物表面属于非极性表面时，$\sigma_{固油} < \sigma_{固水}$，矿物表面对油分子吸引力大于对水分子的吸引力，油滴吸附到矿物的表面。如果矿物表面与油分子之间的作用力大于油分子本身之间的作用力，油滴可在矿物表面展开。反之，油分子只能以油滴的形式吸附在矿物表面，不能展开。当矿物表面是极性表面时，$\sigma_{固水} < \sigma_{固油}$，矿物表面对油分子的吸引力小于对水分子的吸引力，矿物表面覆盖了一层水分子，并形成水化膜，油分子不能在矿物表面吸附，仍以油滴状态留在水中。非极性烃类油对这种表面没有捕收作用。

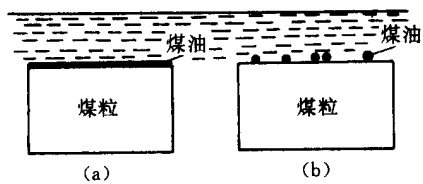


图 4－6－45　煤油在煤粒表面的吸附

(a) $\sigma_{煤油} < \sigma_{煤水}$；(b) $\sigma_{煤油} > \sigma_{固水}$

在煤泥分选过程中，大部分煤粒表面是非极性的，因此，煤粒和油分子之间表面张力 $\sigma_{煤油}$ 小于煤粒与水分子之间的表面张力 $\sigma_{煤水}$。非极性烃类油可以在煤粒表面展开，见图 4－6－45(a)。非极性烃类油在煤粒表面形成疏水的油膜，进一步提高了煤粒表面的疏水性。而矸石绝大部分表面是极性表面，有很强的亲水性，$\sigma_{矸水}$ 远大于 $\sigma_{矸水}$，矸石表面被水分子覆盖，形成水化膜。非极性烃类油不能在矸石表面吸附，或仅能吸附极少量的烃类油到局部疏水部位，基本上不能提高矸石的疏水性。从而扩大了煤粒与矸石表面润湿性的差别，促使分选顺利进行。

非极性烃类油的捕收作用是由于它能够在非极性矿物表面吸附及在矿物表面展开并形成油膜。非极性烃类油对矿物捕收作用的强弱取决于矿物表面非极性部分所占比例。例如煤粒局部属于极性表面时，在此部位上。$\sigma_{煤油} > \sigma_{煤水}$，见图 4－6－45(b)，如果极性部位面积较小，相邻的油滴可以互相合并，形成连续的油膜，使煤粒表面小部分亲水表面的影响变小；若极性部位较大，则不可能形成连续油膜，没有油膜的地方仍保持亲水性。非极性烃类油不溶于水，在矿浆中以油滴存在。使用前，如果先将非极性烃类油乳化，分散成小油滴，可增加非极性烃类油在矿物表面的覆盖面，并减少药剂用量。

3.非极性烃类油的捕收作用

非极性烃类油的捕收作用主要表现在三个方面：

①非极性烃类油可以提高疏水性矿物和气泡的附着。由于非极性烃类油在矿物表面展开，增加矿物表面的疏水程度，削弱其水化作用，使矿粒与气泡碰撞时，水化膜易破裂，附着过程易进行。

②非极性烃类油可有效提高疏水性矿粒在气泡上附着的牢固程度。原因是由于非极性烃类油能沿着三相接触周边富集，形成三相接触油环。

③细粒的物料表面粘附油滴后互相兼并，还可以形成气絮团。

非极性烃类油用量与煤粒和气泡粘附牢固度的关系为：一定范围内，煤粒和气泡粘附牢固度大，药剂用量过大，粘附牢固度降低。主要原因是随非极性烃类油用量增大，气泡与矿物之间油膜增厚，油分子与油分子之间易断开，矿粒从气泡上脱落；用量较小时，矿粒与气泡分离，油分子留在矿物表面或随气泡带走，但 $\sigma_{固油}$ 和 $\sigma_{固油}$ 均较小，所以分离较困难。

4.非极性烃类油中杂极性物质的其他作用

非极性烃类油组成中,除非极性组分外,还有少量的非烃杂质。例如,吡啶、喹啉、吡咯、酚、酸、醇脂和羰基化合物等杂极性物质。这些条极性物质在结构上一端为极性亲固基,另一端为疏水的非极性基,它们对煤粒的捕收作用是因为杂极性分子可在煤粒表面极性部位定向吸附,即极性亲固基与煤粒表面的多种含氧官能团相互作用,产生吸附,非极性基朝水,使煤粒表面少量极性部位疏水,提高煤粒的可浮性,然后再促使非极性烃类油吸附到这部分表面上,进一步提高疏水性。但杂极性物质超过一定量后,会在煤粒表面形成反向吸附层,使已经疏水的煤粒表面重新变成亲水,见图 4－6－46。杂极性成分的存在可使浮选活性大为提高,既可节约药剂用量,又可提高工艺效果,见表 4－6－8。所以,在一定范围内,增加杂极性成分的比例,对提高浮选效果是有利的,特别对精煤产率和尾煤灰分提高比较明显。但杂极性比例增加后精煤灰分增加较大,杂极性含量过高时,精煤质量恶化。

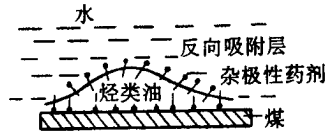


图 4－6－46　杂极性烃类油
在煤表面上的固着情况

表 4－6－8　非极性烃类油中杂极性物质含量对浮选指标的影响

非极性烃类油与杂极性物质比例	精煤产率 /%	精煤灰分 /%	尾煤灰分 /%	原煤灰分 /%
15∶1	71.22	8.01	35.50	15.92
9∶1	78.55	8.24	42.92	15.68
7.5∶1	81.00	8.60	46.86	15.87
5∶1	85.07	9.47	52.82	15.94

杂极性成分除捕收作用外,还有起泡作用。杂极性成分的起泡作用,是由于杂极性分子定向吸附和排列在气—水界面上,并以其极性基朝水,非极性基朝气,在气泡的外面形成水化膜,防止了气泡兼并。

杂极性成分的乳化作用则是由于其分子吸附在油—水界面,形成非极性

基朝油，极性基朝水的定向排列。由于极性基的水化作用，在油滴周围形成了阻止油滴合并的水化膜，并使油滴表面张力减少，使油滴的分散度大大提高。由于乳化作用，既可降低药剂量，又可提高药剂效能。

由于杂极性物质的上述作用，国内外越来越多的用电化学、氧化、超声波等方法处理非极性烃类油，改变非极性烃类油的组分，使之形成不饱和烃或表面活性物质，达到提高非极性烃类油浮选活性的目的。如我国的 ZF 浮选剂，非烃组分含量达 40%。

5.非极性烃类油组成对捕收作用的影响

非极性烃类油的捕收性能与其化学组成关系密切，而其组成又随产地、加工方法、馏分温度的不同有较大差异。非极性烃类油按照烃族组成可分为芳烃、烯烃和烷烃。烷烃又可分为正构烷烃、异构烷烃和环烷烃。其中，还有一些含氧、含氮的化合物。经长期实际使用及研究表明，非极性烃类油各组分的捕收作用（活性）按下列顺序递减：

芳烃 > 烯烃 > 异构烷烃 > 环烷烃 > 正构烷烃

上述规律是因为煤是多环芳香族高分子化合物，主体是芳香核，周围分布有脂肪链、脂肪环和含氧、氮、硫等官能团。芳烃的润湿热大于烯烃大于烷烃。遵循热力学第二定律，系统自由能降低，吸附过程才能自发进行，且降低幅度越大，过程越容易进行。因此，芳烃的吸附活性大于烯烃和烷烃。芳烃组分活性较高的另一原因是它们的油一水界面张力较低，在其他条件相同时，有较好的分散度，浮选过程中，很容易乳化成很小的油滴固着到矿物的表面，提高其浮选活性。但由于芳烃化合物活性较高，容易和水分子结合，发生水化作用，亲水性也较强，本身的疏水性不如饱和烃。另外，产生的泡沫粘度也较高，选择性较烷烃低。为了改善药剂的性能，使芳烃和烷烃结合（如多烷基苯型或多烷基察型），对煤有最佳的捕收性能。

烯烃双键处活性高，且有一定极性，容易和水结合，发生水化。因此，不饱和烃比饱和烃具有较高的捕收性能，但选择性稍差，而且泡沫带水量增多。

异构烷烃与相同碳数的正构烷烃相比，沸点和凝固点较低。侧链越多者，沸点和凝固点也越低；分子结构越不对称，凝固点也越低。侧链多的烷烃凝固时，不容易形成结晶，可以提高浮选效果。异构体的支链占有较大空间，

每摩尔分子覆盖面积较大，可以提高矿物表面的疏水效果，并节省药剂用量。

煤是极为复杂的化合物，任何单一成分的非极性烃类油都不会是最佳的捕收剂，最佳成分应是各非极性烃类油组分合理配合的混合物。

6.非极性烃类油馏分对分选的影响

不同烃类油，其最佳馏分不同。芳烃活性最高部分温度为 170～220℃、异构烷烃和环烷烃 230～260℃、正构烷烃 190～240℃、煤油则是 170～245℃。石油各馏分中，活性最高的馏分 180～240℃，碳链长 8～15。非极性烃类油最佳的粘度范围是$(1\sim2)\times10^{-4}m^2/s$。

分馏温度对浮选活性的影响，实际上主要是碳链长度或分子量的影响。分馏温度高，所得馏出物碳链长，其疏水性也强。但碳链愈长，分子量愈大，分子间的内聚力愈大，粘度愈大，浮选过程中不易乳化分散，在煤粒表面吸附速度慢，浮选活性降低。分馏温度低时，馏出物碳链较短，本身疏水性差，加之分子间凝聚力小，挥发性高，在煤粒表面不易形成稳定的油膜，从而降低浮选活性。

所以，药剂选择时应尽量考虑选用芳烃、烯烃或富含芳烃、烯烃的非极性烃类油；药剂中应含有适量杂极性成分；分馏温度应是浮选活性高的烃类馏出温度，或这部分成分尽量高。

7.常用的非极性烃类油捕收剂

国内外选煤厂煤泥浮选常用的捕收剂多数是石油产品，主要有煤油、轻柴油和一些人工合成的非极性烃类油捕收剂，如我国的 FS201、ZF 浮选剂等。此外，还有一些其他工业的副产品。以前使用的焦油产品现已很少采用。

①煤油——煤油是煤泥浮选中应用最广泛的非极性烃类油捕收剂之一。煤油分馏温度为 200～300℃，其主要成分为 $C_{11}\sim C_{16}$的烷烃。煤油基本上不溶于水，只具有捕收性，当芳烃含量较大时，具有一定起泡性能。煤油用量一般为 0.5kg/(t 煤泥)。用量过大，有显著的消泡作用。矿石浮选时，煤油用量可取下限。

根据不同的用途，煤油分为灯用煤油、拖拉机煤油、航空煤油等品种。按照规定，其中小于 270℃的馏出物含量不小于 70%，大于 310℃馏出物含量应小于 2%。煤油中常含少量芳烃、烯烃等，但由于来源不同，其性质差异很

大，芳烃含量一般在 8%～15%之间。例如，灯用煤油含芳烃量少，拖拉机煤油含芳烃量大，航空煤油含异构烷烃多。我国浮选中这三种煤油均有应用。

②轻柴油和页岩柴油——柴油是目前最广泛使用的非极性烃类油捕收剂。按加工方法的不同，轻柴油可分为催化柴油、直馏柴油、热裂化柴油和焦化柴油等，密度 0.74～0.95g/cm^3。除特殊需要外，通常根据用户需要，由上述各种柴油按一定配比调和而成。轻柴油碳链为 15～18 个碳，分馏温度约 165～365℃。冬季用的柴油初馏点应比夏季的低。上述轻柴油合碳 85.5%～86.5%，氢 13.5%～14.5%，此外，还含少量的硫、氮、氧有机化合物及金属化合物。

轻柴油具有馏分重、密度高、粘度大、在水中分散的油珠尺寸大、在煤表面展开速度慢等特点，但疏水性强，被表面孔隙吸收的数量少，因此，低价煤浮选时作捕收剂较为有利。

轻柴油用量通常为 1～3kg/(t 煤泥)，个别可达 4kg/(t 煤泥)以上，并与煤泥浮选活性剂和起泡剂用量有关。其组成波动比煤油大，尤其芳烃含量，如催化裂化轻柴油芳烃含量比直馏轻柴油高得多，故其成分不如煤油稳定。此外，因芳烃含量高，所以浮选活性较煤油高，但选择性不如煤油。

页岩轻柴油系页岩焦油所得馏出物经冷压脱蜡，再经酸碱洗涤后的产品。按馏程可分为页岩 1 号轻柴油和页岩 2 号轻柴油。前者为小于 340℃馏出物，后者为小于 375℃馏出物。组成中有较多的含氧、氮化合物的杂质，故其兼具捕收性和起泡性。通常用于易造或中等易选煤泥，用量大约 1.5～2kg/(t 煤泥)。

③FS—201 和 FS—202——FS—201 是以 180～280℃的烯烃与苯在三氯化铝催化作用下进行烷基化反应，反应物经碱洗、水洗再经脱苯、精馏，截取 255℃以前的馏分即为 FS—201。255℃以后的馏分为烷基苯。FS—201 的主要成分为轻质烷基苯。药剂用量比煤油低 30%左右。

FS—202 是以直馏煤油为原料，经加氢、脱蜡并提取正构烷烃后的抽余油。其中捕收活性强的 190～230℃馏分含量达 84%，芳烃含量占 20%左右。由于异构烷烃和芳烃含量较高，作浮选药剂使用时，浮选活性较一般煤油和轻柴油高，耗油量比煤油低 40%左右。FS—202 已在很多选煤厂使用，亦称

脱蜡煤油。但该产品因是航空煤油的原料，所以来源和供应受到限制。

④燃料油——是煤炭、石油和页岩加工所得的重质产品，分为 1～6 个等级：1 号指煤油，燃料油号数越大，着火点越高。国外选煤厂常用燃料油作为捕收剂，多为 5 号燃料油。燃料油除用于选煤外，还可用于选矿。

⑤天然气冷凝油——是天然气凝析油经精馏所得的煤油馏分。我国天然气资源丰富，西南地区多数选煤厂用凝析油制得煤油、轻柴油作捕收剂，国外也有采用。

⑥ZF 浮选剂——是山东胜利炼油厂的煤油经烃类液相催化氧化制得，其煤油组成中浮选活性强的 170～230℃馏分含量高，230℃以上的重馏分含量低，仅占 15.8%。烃类氧化后可得到酸 37.41%、醛和酮 23.77%、醇 38.82%，烃和氧化烃的比例为 60∶40 的浮选剂。

ZF 浮选剂兼具起泡性和捕收性，其中烃氧化物含量较高时，醇、醛、酮的含量对改善浮选药剂的选择性有利。浮选剂的浮选活性与馏分有密切的关系。87～100℃和 100～130℃馏分的药剂用量较低，说明这两种馏分的烃氧化物浮选活性最高。在技术指标相同的条件下，ZF 浮选剂比其他药剂（起泡剂和捕收剂的总量）用量可降低一半左右。并可降低浮选精煤水分，但价格较高。如能脱除产品中羧酸和羟基酸，不仅有利于改善药剂的活性和选择性，而且还可降低其成本。

8.提高非极性烃类油浮选活性的途径

随着煤炭浮选的迅速发展，需要不断提高浮选药剂活性、降低药剂用量，国内外对提高浮选药剂的活性进行了不少研究，行之有效的方法有：

①辐射化学作用——煤油的捕收性能主要由大于 170℃馏分的含量及结构所决定。含量越高，组分中亚甲基与甲基的比值（$CH_2 : CH_3$）也越大，煤油的浮选活性就越高。采用高能射线的辐射化学作用能够改善煤油的物理化学性质和浮选活性。辐射结果能使烃类中（包括饱和烃、不饱和烃、环烷烃和芳烃）大部分结构变得更加复杂，烃类分子中相当大的部分（可达 60%）发生二聚或多聚作用，使低分子烃变为长链高分子化合物，还可产生异构化作用，并使亚甲基与甲基的比值发生变化。用 6×10^5 rad/h 的 PX—r—30 型 Co^{60} 源作辐射源，辐射剂量为 3×10^5 rad/h，辐射煤油所做的半工业性试验表

明，精煤灰分降低，尾煤灰分提高，在一些情况下还可以提高精煤产率。辐射后的煤油不产生感应放射性，不需专门防护措施，并可保证一段时间的浮选性能。

②磁场处理——20 世纪 60 年代后期，苏联、保加利亚、波兰、罗马尼亚和日本等国均进行过磁场处理浮选过程的研究。据报道，浮选前用磁场预先处理矿浆、浮选用水和药剂，能提高回收率、改善选择性、加快浮选速度、降低药剂用量和增进产品脱水的效果。前苏联研究了用磁场处理浮选药剂后对煤泥浮选的影响，结果表明，药剂经磁场处理后，精煤产率较处理前提高 5%～7%，精煤中难浮的 0.5～1mm 级数量增加。这可用药剂处理后在煤粒表面粘着的稳定性提高来解释。但效果不太稳定，有待于进一步的研究。

③电化学处理——非极性烃类油经电化学处理后可提高其活性。电化学处理的实质是 煤油吸附在阳极表面，放出电子，和水分子解离放出的羟基反应，使饱和烃氧化为羧基化合物，非极性烃类油中羧酸含量明显增加，大大提高了对矿物的捕收活性。

④烃类催化氧化法——烃类在有催化剂时通入空气进行液相氧化，使其按照自由基机理进行连锁反应，根据反应的氧化深度不同，可生成许多不同的含氧化合物，诸如烷基过氧化物、醇、酸、酮、醛、酯以及复杂的含氧化物、羟基酸、内酯和酮酸等。采用此类方法可制备兼有起泡和捕收性的综合浮选药剂，使非极性烃类油的浮选活性大大提高。如我国用温度低于 270℃、馏分含量在 90%以上的煤油为原料，环烷酸锰作催化剂，在温度为 135～145℃的条件下常压液相氧化制成的 ZF 浮选剂，可单独用于浮选煤泥。实验室和工业性试验结果证明，此药剂用量少，比煤油加起泡剂的总量低一半左右。

9.煤泥浮选新型药剂的研究和发展

近年来，对煤泥浮选的药剂进行了很多研究，除上述介绍以外，主要致力于两方面 煤泥浮选的促进剂和复合浮选药剂。

①煤泥浮选促进剂(promotor)——促进剂是一种能够改善捕收剂和起泡剂效果的药剂，通常是一种表面活性剂，具有杂极性分子结构。多数促进剂本身不是捕收剂和起泡剂，但少量添加后即可大大提高捕收剂、起泡剂效果，并降低药剂用量。其作用主要是在气泡和煤粒之间起联系作用。因促进剂

吸附在煤粒表面上以其烃基缔合非极性烃类油，加强非极性油类的捕收作用。也可以同样的方式和气泡作用，提高起泡剂的起泡性能。

乳化剂也可认为是促进剂的一种，它可节省烃类油的用量，改善药剂的作用效果。但乳化剂作用机理与上述不同，乳化剂是通过使烃类油乳化，更容易在矿浆中分散成小油珠，形成乳状液；或使起泡剂分散，起到调整作用，从而改善捕收剂、起泡剂的作用效果。

目前促进剂中研究较多的是乳化剂。如我国研究的 RY 乳化油中使用的 RM－1 型乳化剂；美国氰肽公司生产的 Accoal4433 中的磺化琥珀酸类乳化剂。由于添加了乳化剂，使浮选药剂得到乳化，大大提高了煤泥浮选过程中的浮选速率，并可降低药剂用量。

②复合浮选药剂——复合浮选药剂，即兼具捕收、起泡两种性能的药剂。煤泥浮选过程中，只需用一种药剂，可同时起到捕收剂和起泡剂的作用，简化了浮选过程的药剂制度。

我国生产的 MB 系列浮选剂和 ZF 浮选剂均属于复合浮选药剂，选煤时可单独使用。但对于人洗可浮性变化较大的多种原煤的中央型选煤厂适应性较差。

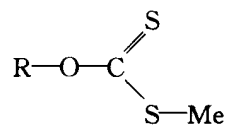
（三）硫代化合物类捕收剂

该类捕收剂是硫化矿浮选常用的捕收剂。特征是分子量小、烃链短、极性亲固基都含有二价硫原子，水解后生成含 －SH 基的产物，故也称含流基化合物捕收剂。因起浮选作用的是解离出来的阴离子，阳离子通常不起作用，又称含二价硫的阴离子捕收剂，典型的代表有黄药、黑药等。

1.黄药

（1）黄药的名称、组成和结构

黄药学名黄原酸盐。按化学组成也称为烃基二硫代碳酸盐。黄药的一般化学组成与结构式如下：



式中 R 为烃基，Me 为 Na^+ 或 K^+，$-OCSS^-$ 为亲固基，烃基为烷烃基及亲

固基的结构如图 4－6－47 所示。其分子长度，如戊基黄药为 1.2×10^{-9}m，烃基每增加一个碳原子，长度增加 1.26×10^{-10}m。极性基最大宽度为 $7\times10^{-}$ 10m，厚度为 3.8×10^{-10}m，烃基的厚度为 4×10 －10m，故每个分子在矿物表面的覆盖面积等于 $2.8\times10^{-18}m^2$。其他黄药只要烃基都是烷烃，那么覆盖面积都是 $2.8\times10^{-18}m^2$。

按烃基中碳原子数的多少，在黄药前冠以不同名称，$C_2H_5OCSSNa$ 称乙基黄药，$C_4H_9OCSSNa$ 称丁基黄药。黄药有钾盐和钠盐两种，分别称之为钾黄药和钠黄药。两者捕收性能基本相同，钾黄药较稳定，钠黄药成本略低。我国生产的黄药主要是钠黄药。国外异丙基黄药及成基黄药应用得较多，而国内很少应用，原因是原料异丙醇及戊醇的来源较少，成本较高。

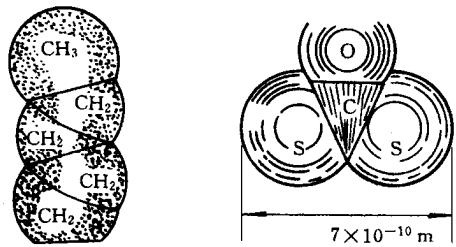


图 4－6－47　烃基为烷烃基及黄药亲固基结构

制造黄药的原料是醇、烧碱（NaOH）和二硫化碳（CS_2）。工业上一般采用直接合成法生产黄药，反应如下：

$$ROH + NaOH + CS_2 \longrightarrow ROCSSNa + H_2O$$

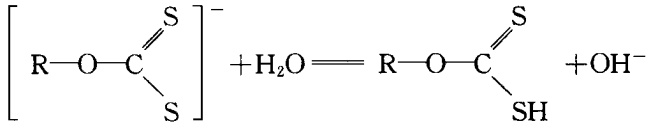
工业上生产的黄药含二硫化碳酸盐的量约为 85% 左右，其他为杂质和水分。杂质一般为硫化物和硫代碳酸盐。

(2)黄药的性质

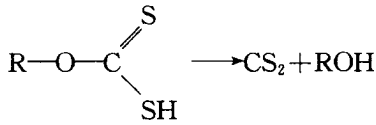
①物理性质——常温下是黄色粉末状固体，常因杂质的存在而使颜色稍深。有刺激性臭味，有毒，可燃，易溶于水、丙酮和醇。

②稳定性——黄药是一种不稳定的化合物，遇热分解，遇水或酸也可分解，遇水引起分解的速度较慢，遇酸则很快分解。分解后产物为醇、二硫化碳和苛性钠。黄药遇碱，或者本身含有游离的碱时可以引起分解而生成一些硫代碳酸盐、硫化物及其他一些杂质。因此黄药要储存于干燥及阴凉的地方，

防止水、酸、碱等物质的作用。工业上使用的黄药或多或少含有一些水分，因此黄药不能长时间保存以免失效。使用时必须注意它的颜色，不正常时停止使用黄药溶于水后解离为黄酸阴离子和碱金属阳离子（Na^+ 或 K^+）。$C_2 \sim C_5$ 的黄酸是弱酸解离常数 $K = 1 \times 10^{-5}$。黄酸离子在碱性介质中是很稳定的，但在某些情况下黄酸离子会产生水解，生成黄原酸。



水解产物黄原酸是一种很不稳定的化合物，能很快地自发进行分解



黄原酸分解的速度远远快于黄酸离子水解的速度，因此黄酸阴离子水解的速度决定了黄药分解成醇与 CS_2 的速度。一旦黄酸离子产生水解，黄药的捕收作用将随之消失。实践中经常控制矿浆的 pH 值以防止黄酸离子的分解，矿浆 pH 值越低分解越快。乙基黄药的浓度为 0.01g 分子/L、温度为 25℃ 时的半分解周期为：pH = 3.4 时为 10.5 min；pH = 5.6 时为 1023.0 min；pH = 8.0 时为 25d。因此在碱性矿浆中黄药是足够稳定的。

③氧化性——黄药本身是强还原剂，易于氧化，当与空气中氧接触，或与溶液中高价金属离子相作用生成高价金属黄原酸后，具有不稳定性，可被氧化生成双黄酸（或称双黄药）。

④捕收性——主要取决于烃基长度和烃基结构。黄药固着于矿物表面是亲固基与矿物表面金属阳离子吸附，而其烃基朝外排水。所以，黄药疏水性强弱，即捕收能力的强弱，很大程度上取决于烃基的长度。一般的规律是，烃基越长（即碳原子数越多），捕收性能越强。以黄药浮选方铅矿为例（如图 4－6－48），甲基黄药捕收能力较弱，乙基以上的黄药有较强的捕收能力。随着烃基长度的增加，捕收能力也增强。使用烃基较长的黄药达到同一回收率所需的用量较短链的黄药要少。

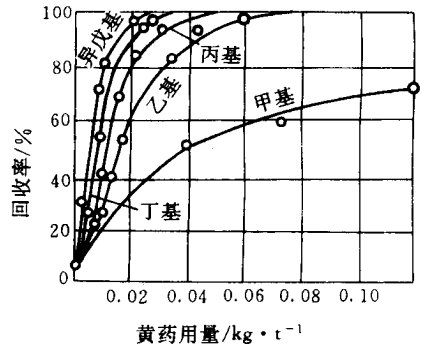


图 4－6－48　黄药烃基长度对方铅矿浮选的影响

增加烃基的长度使捕收能力增强的原因在于：烃基越长，所显示的非极性越强，因而捕收剂分子本身的水化性就越小；烃基越长，捕收剂固着于矿物表面后烃基之间的分子键力（色散力）越强。捕收剂在矿物表面附着得就越牢固；烃基越长，捕收剂在矿物表面的“覆盖层”就越厚，于是矿物表面显示的烃基疏水性就越明显。由此可见，捕收剂的烃基长度在一定范围内长些为好。但又不宜过长，因过长往往捕收能力过强而降低选择性。同系列化合物的烃基每增加一个一 CH_2 基，在水中的溶解度平均减少 4.25 倍。所以，烃基过长反而会降低捕收效果，对浮选不利，对黄药来说，实践中常用的烃基为 $C_2 \sim C_5$。通常，捕收性越强时选择性越差。

（3）黄药的捕收性能及其应用

某一捕收剂能浮选什么样的矿物既决定于矿物本身的性质又决定于药剂亲固基的性质。药剂的非极性基仅能决定该药剂对某一类矿物的捕收能力的强弱。黄药的亲固基是 $-OCSS^-$，它通过二价硫和矿物表面的金属离子键作用，使药剂固着于矿物表面。因此二价硫的性质与黄药的捕收性能有密切的关系。

二价疏离子（S^{2-}）具有很大的离子半径（1.82×10^{-10} m），易被极化，可以形成离子键和共价键。当它和极化力很强的金属阳离子作用时可以产生彼此的极化形成金属键。硫化矿物晶体具有类似于金属的性质，如都具有金属光泽和导电性等。由于二价疏离子可以和矿物表面上极化力强的金属离子（Me^+）形成离子键、共价键或金属键，故可使黄药阴离子牢固地固着于这类

矿物表面。实践表明,黄药可以成功地浮选有色金属硫化矿和经硫化后的有色金属氧化矿。

黄药对矿物的捕收能力与生成的金属黄酸盐的溶解度大小有关。黄药和重金属阳离子可生成难溶性化合物,例如乙基和丁基黄酸盐可以和铜、汞、金等阳离子生成溶度积很小的产物,实践表明这些金属离子的硫化矿很容易用乙基黄药浮选。对于含 Zn^{2+} 和 Fe^{2+} 等金属离子的硫化矿物,由于生成的黄酸盐溶度积较大,矿物须经活化后才能浮选。

黄药和碱土金属离子不能生成难溶性化合物,故黄药不能浮选含碱土金属的矿物。这就保证了黄药具有较高的浮选选择性。黄药是以下三类矿物最广泛应用的捕收剂:贵金属和自然铜;硫化矿物;铅、铜和锌的氧化矿物(经硫化后)。

黄药不能浮选氧化物、硅酸盐、铝硅酸盐和碱土金属的盐类矿物,由于这些矿物在浮选硫化矿物时经常是脉石矿物,故保证了黄药的良好选择性。黄药的用量一般在 50～100g/(t 煤泥)左右,常配成 5%～10%溶液使用。

(4)硫代化合物类捕收剂作用机理

该类捕收剂的阴离子中均有二价硫,又都以二价硫为其亲固基,因此,与矿物的作用机理基本相同。其中,黄药类阴离子捕收剂与矿物的作用机理研究的最多。

黄药类阴离子捕收剂是硫化矿物的有效捕收剂,已应用了半个多世纪,对其作用机理虽然进行了大量的研究,但由于矿物种类繁多,不同矿物具有不同的性质,因此至今没有一致的看法。早期,美国的塔加尔特曾提出黄药和矿物表面可以产生一般的化学反应,结果使药剂在矿物表面固着,此即所谓化学假说。同时代的澳大利亚学者瓦克则认为捕收剂与矿物表面之间的作用不是一般的化学反应,而是离子交换吸附。当矿浆中金属离子和黄酸离子的浓度超过一定数值,即超过所谓的吸附溶度积时,黄酸离子就能在矿物表面产生吸附,此即所谓吸附假说。前苏联的什维多夫则认为硫化矿和氧作用,可以生成一种处于硫化物与硫酸盐中间状态的产物,什维多夫称之为硫化物—硫酸盐的半氧化产物。这种产物对黄药阴离子有较强的吸附活性,没有氧化或过度氧化的表面均不能进行有效的吸附,此即所谓半氧化假说。普

拉克辛则指出，硫化矿是一种半导体，当有氧存在时，可从矿物表面夺取电子，而使矿物表面产生大量空穴，即形成 P 型半导体，促使阴离子捕收剂在矿物表面吸附，此即所谓半导体见解。

近 20 年来浮选理论研究方法不断发展，尤其是红外光谱和电化学方法的应用，对黄药类阴离子捕收剂与硫化矿物的作用机理有了更深入的认识。提出的新的作用机理主要有化学吸附说、双黄药见解和共吸附等。

①化学吸附说——黄药捕收剂对矿物进行捕收作用，前提是必须有氧的存在。在有氧存在的条件下，首先是硫化矿物的表面发生氧化反应，生成硫氧盐或硫酸盐。以方铅矿为例：

$$PbS(固) + 2O_2(气) \rightleftharpoons PbSO_4(固)$$

氧化后硫化矿表面的硫酸根离子，可以和水中的氢氧根离子、碳酸根离子等进行交换生成碳酸铅和氢氧化铅。

$$PbSO_4(固) + CO_3^{2-} \rightleftharpoons PbCO_3(固) + SO_4^{2}$$

$$PbSO_4(固) + 2OH^- \rightleftharpoons Ph(OH)_2(固) + SO_4^{2-}$$

加入黄药后，黄药阴离子和矿物表面的 OH^-、CO_3^{2-}、SO_4^{2-} 等离子产生交换吸附。这种吸附在前阶段为化学吸附，后阶段可形成溶积相物质——金属黄原酸盐。以 $PbCO_3$ 为例：

$$PbCO_3 + 2ROCSS^- \rightleftharpoons Pb(ROCSS)_2 + CO_3^{2}$$

黄原酸铅 $Ph(ROCSS)_2$ 具有强烈的疏水性，在矿物表面的沉积可提高矿物表面的可浮性，起到了捕收作用。

黄药与矿物表面金属离子能否生成不溶性的金属黄原酸盐主要取决于生成产物的溶度积大小，如果生成的黄原酸盐溶度积大，则不利于离子交换吸附的进行，黄药对这类矿物不易进行捕收；反之，生成的黄原酸盐溶度积越小，离子交换吸附越容易进行，黄药对其捕收效果越好。因此，可根据各种金属黄原酸盐溶度积大小，定性判断相应硫化矿物的可浮性。

②双黄药见解——用电化学方法对黄药与硫化矿的作用进行研究后指出，黄药对硫化矿的捕收作用是由于黄药经氧化后生成双黄原，双黄原具有疏水作用，吸附在硫化矿物的表面，从而使矿物表面疏水。双黄药见解和化学吸附说同样认为，必须有氧存在时黄药才能浮选硫化矿。黄药阴离子在矿

物表面产生的反应为：

$$2ROCSS^- + \frac{1}{2}O_2 + 2H^+ \longrightarrow (ROCSS)_2 + H_2O$$

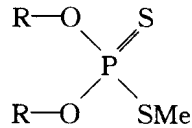
硫化矿物对反应起催化作用。持双黄药见解的学者认为，是黄药在硫化矿物表面经氧化生成双黄药，使矿物实现浮选；某些情况下氧化还原产物是金属黄酸盐和元素硫时同样也可实现浮选。

③共吸附——共吸附实际是上述两种观点的综合。托隆用电化学方法研究方铅矿与黄药的作用后提出，在矿物表面仅有黄原酸铅或双黄药时都不能使方铅矿很好浮选，只有这两种产物并存时，才能使矿物表面具有足够的疏水性。而且，两种产物应有一最佳比例。阿伯拉莫夫认为，为了保证方铅矿、黄铜矿、黄铁矿的有效浮选，双黄原的吸附量应占总吸附量的 10% ~ 30%；而巴格达诺夫对黄药在方铅矿表面吸附的测定表明，双黄原的吸附量可占总量的 50%左右，此时可得到最理想的分选效果。1972 年爱立松和古德应用有机溶剂革取与红外光谱分析方法相结合，对 16 种硫化矿和 6 种黄药进行作用后的产物研究后指出，上述三种情况均存在。在一些矿物表面生成的是双黄原，在另一些矿物表面生成的是金属黄原酸盐，还有一些矿物表面既有双黄原，又有金属黄原酸盐。值得指出的是，由于采用的试验手段不同，得出的机理可能不同，导致了某些观点的分歧。

2.黑药

(1)黑药的组成、结构与性质

黑药学名为二烃基二硫代磷酸盐。最早使用的是二甲酚二硫代磷酸，组成是$(CH_3C_6H_4O)_2PSSH$，它是黑色(实际为暗绿色)油状液体，故得名黑药。以后使用的相似物质，如二乙基二硫代磷酸钠$(C_2H_5O)_2PSSNa$，虽然是白色粉末，也称之为钠黑药。正丁基二硫代磷酸铵$(C_4H_9O)_2PSSNH_4$ 也不是黑色，而是白色或灰色粉状物料，但也称之为丁铵黑药。黑药的结构式为：



式中　Me 可为 Na^+、H^+ 或 NH_4^+。黑药为弱电解质，可在水中解离：

$$(RO)_2PSSH \rightleftharpoons (RO)_2PSS^- + H^+$$

它比黄药稳定，在酸性矿浆中不易分解。黑药较难氧化，氧化后生成双黑药，如有 Cu^{2+}、Fe^{3+} 或黄铁矿、辉铜矿存在时，也能氧化成双黑药：

$$2(RO)_2PSS^- - 2e \longrightarrow (RO)_2PSS - SSP(OR)_2$$

$(CH_3C_6H_4O)_2PSSH$ 是以甲酚为原料制成的，称之为甲酚黑药。甲酚黑药有三种牌号，制造时加入 15% P_2S_5 得到的黑药称 15 号黑药；加入 25% P_2S_5 得到的黑药称 25 号黑药；25 号黑药中溶入 6% 的白药，称之为 31 号黑药。甲酚黑药为暗绿色油状液体。25 号黑药有硫化氢臭味，微溶于水，水溶液呈酸性，酸性强于黄原酸。甲酚黑药中或多或少含有甲酚，故有起泡性，有毒，有很强的腐蚀性，可以灼伤皮肤，长时间放置会被氧化分解而失去捕收作用，但仍保留其起泡性。阳光与热能加快其分解，故宜贮藏在阴凉的地方。黑药是易燃品，应注意防火。

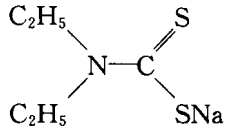
钠黑药（也称苏打黑药）是一种白色粉末，易溶于水，无起泡性。丁基铵黑药是白色或灰色粉末，易溶于水，无腐蚀性，性质较稳定，不易变质，对黄铁矿与磁黄铁矿的捕收能力较弱。近年国内对该药剂的应用引起了重视，用它部分地代替黄药，可使方铅矿与黄铁矿的分离、黄铜矿与黄铁矿的分离得到改善，为采用无氰分离工艺创造了条件。

(2)黑药的捕收能力

黑药和黄药比较，两者都是通过二价硫原子和矿物晶格表面金属离子结合，故黄药可以捕收的矿物，黑药也能捕收。实践中黑药是仅次于黄药被广泛应用的一种硫化矿物捕收剂。但黑药具有较强的选择性，特别对于硫化铁的捕收能力较弱。黑药在酸性介质中不易分解，如果必须在酸性介质中使用时常采用黑药。黑药中溶有少量硫化氢，有一定硫化作用，所以黑药用于已经微氧化的硫化矿石，有时可以得到较好的效果，黑药用量一般不超过 125g/(t 原煤)。

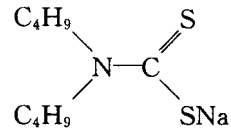
3.硫氮捕收别——烃基二硫代氨基甲酸盐

硫氮捕收剂系指分子中硫氮两个原子同时起捕收作用的捕收剂。它的学名为二烃基二硫代氨基甲酸钠。组成为 $R_2NCSSNa$。我国试制的有两种，其组成结构如下：



二乙基二硫代氨基甲酸钠

（硫氮 9 号）



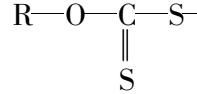
二丁基二硫代氨基甲酸钠

（硫氮 10 号）

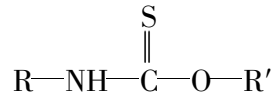
硫氮捕收剂和黄药的差异在于一个氮原子代替了黄药中的氧原子，而且有两个疏水基。二烃基二硫代氨基甲酸盐的捕收能力比黄药强，浮选速度快，药剂用量比黄药小，在高碱度矿浆中选择性强，但生产成本比黄药略高，其他性质和黄药非常接近。

4.酯类捕收剂

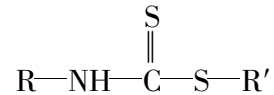
近些年来，我国在硫化矿捕收剂方面研究最多的是酯类捕收剂——黄原酸酯类及硫代氨基甲酸酯类。这类捕收剂一般不溶或微溶于水，大多为油状液体，是非离子型捕收剂。但与非极性油类捕收剂不同，它是重金属硫化矿的捕收剂，而非极性油是非极性矿物的捕收剂。酯类捕收剂由于比较安定、不易分解、浮选选择性好、且用量小、适应酸性强的矿浆等特点，目前国内外十分重视其发展。

①黄药的酯类捕收剂—通式为  相当于黄药中一个 H 被另一个烃基 R′取代。

②烃基硫代氨基甲酸酯——通式为：



烃基一硫代氨基甲酸酯

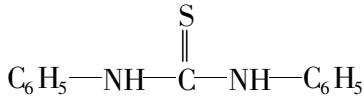


烃基二硫代氨基甲酸酯

该药剂可看做是烃基硫代氨基甲酸的衍生物，也可看做黄原酸的衍生物，RNCSSH 中—SH 基被—RNH 取代。

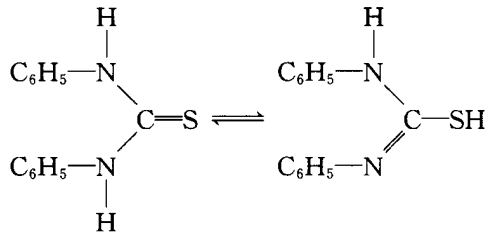
5.其他硫代化合物类捕收剂

①白药——学名硫代二苯脲，是碳酸的衍生物，成分为 $(C_6H_5NH)_2CS$。其结构如下：



硫代二苯脲(白药)

白药呈白色粉末,微溶于水,在水中可生成两种异构体:



白药对黄铁矿的捕收能力弱,具有较好的选择性,适用于多金属硫化矿的优先浮选,用量一般为 100 g/(t 煤泥)。由于其难溶于水,一般加于球磨机中,或先溶于苯胺等有机溶液,配成浓度为 10% ~ 20% 的溶液(称为 TT 混合剂)后应用。因白药比黄药贵且使用不便,目前已很少使用。

②硫醇和硫酚——组成为 R—SH,R 为脂肪烃者称硫醇,R 为芳香烃者称硫酚。分子中—SH 基可以和硫化矿物表面重金属离子发生作用起捕收作用。由于它的价格高,有难闻的臭味,实际中未获得广泛应用。

③噻唑和咪唑硫醇——均为弱电离的阴离子捕收剂,在水中解离为 RS^-(为咪唑硫醇阴离子),和矿物表面作用生成难溶化合物。

(四)有机酸类捕收剂

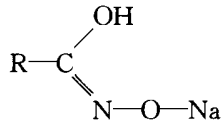
有机酸也称烃基酸。它是浮选氧化矿物的阴离子捕收剂。品种很多,按亲固基的组成和结构,有以下五种:

①羧酸及其皂——组成为 RCOOH(Na、K)。R 为烃基,一般为 $C_{12} \sim C_{17}$。由于常用的含羧基的有机酸最早是由脂肪水解得到的,这些酸又称脂肪酸。

②烃基磺酸盐——RSO_3H(Na、K)。

③烃基硫酸盐——RSO_4H(Na、K)。

④胂酸——如甲苯胂酸:$CH_3(C_6H_4)AsO_3H_2$。

⑤烃肟酸——如烃肟酸钠:。。

其中，应用最广泛的是脂肪酸及其皂。

1.脂肪酸及其皂的组成和性质

脂肪酸的组成为 RCOOH，分子中氢被 Na 或 K 取代就成为皂。R 一般为直链的饱和或不饱和烃。选矿上应用的脂肪酸一般为饱和或不饱和的一元酸。脂肪酸的亲固基为 COO—基。脂肪酸是一种弱酸，在水溶液中可以解离为羧酸阴离子和氢离子：

$$RCOOH = RCOO^- + H^+ \qquad \text{解离常数 } K = \frac{[RCOO^-][H^+]}{[RCOOH]}$$

所有的羧基酸的 pK 值在 4.7 ± 0.5 范围内。以油酸为例，它的 pK 值为 4.7，故当介质 pH 值为 4.7 时油酸分子与油酸阴离子浓度相等。在强酸性介质中油酸主要以分子状态存在，在中性及碱性介质中主要以阴离子状态存在。脂肪酸的碱金属皂在水溶液中具有碱性。

脂肪酸的熔点与分子中不饱和程度有关，不饱和酸在常温下是液体，而碳原子数相同的饱和酸却为固体。

高分子的脂肪酸难溶于水，故使用时需首先将其溶于煤油或其他有机溶剂中，或经超声波乳化，或强烈搅拌后使用。脂肪酸的碱金属皂在水中具有较大的溶解度。脂肪酸皂可直接以水溶液状态应用。提高温度可使其溶解度显著增大。表 4－6－9 列出了几种脂肪酸的组成、结构和溶解度。

表 4－6－9　几种脂肪酸的组成、结构和溶解度

脂肪酸		组成与结构	溶解度(20℃)/g 分子·L^{-1}
Capric	癸酸	$CH_3(CH_2)_8COOH$	3.0×10^{-4}
Lauric	月桂酸	$CH_3(CH_2)_{10}COOH$	1.2×10^{-5}
Myristic	十四酸	$CH_3(CH_2)_{12}COOH$	1.0×10^{-6}
Palmitic	棕榈酸	$CH_3(CH_2)_{14}COOH$	6.0×10^{-7}
Stearic	硬脂酸	$CH_3(CH_2)_{16}COOH$	3.0×10^{-7}
Elaidic	反油酸	$CH_3(CH_2)_7CH=CH(CH_2)_7COOH$	
Oleic	油酸	$CH_3(CH_2)_7CH=CH(CH_2)_7COOH$	
Linoleic	亚油酸	$CH_3(CH_2)_4CH=CHCH_2CH=CH(CH_2)_7COOH$	

脂肪酸的离子或分子在水中浓度达到一定值时便开始生成胶束。这些胶束一般由几十个离子或分子组成。如油酸钠的临界胶束 CMC 为 2.1×10^{-3}g 分子/L。

2.有机酸及其皂的捕收性能和应用

脂肪酸及其皂的亲固基 $-C\begin{matrix}=O\\-O^-\end{matrix}$ 中存在一个羧基，从而造成亲固基有较大的极性，和水分子的作用能力较强。它的离子或分子固着于矿物表面时当烃基较短时尚不足以消除矿物表面的亲水性。实践表明有机酸类捕收剂当烃基长度达 12～17 个碳时才有足够的捕收能力。

有机酸类捕收剂的捕收能力与烃基的不饱和程度有关。碳原子数相同的烃基不饱和程度越高，即烃基中双键数目越多，捕收能力越强，这是因为不饱和程度越高的酸越容易溶解，临界胶束浓度愈大，捕收剂覆盖面积愈大。这一影响在降低矿浆温度时更为明显。在温度较低的矿浆中，不饱和程度高的酸的捕收活性变化不大，而饱和酸和不饱和程度低的酸的捕收能力却显著降低。

有机酸及其皂的一个重要的特征是它可和碱土金属 Ca^{2+}、Mg^{2+}、Ba^{2+}、Sr^{2+} 等生成难溶性盐。因此，含这些碱土金属阳离子的非硫化矿物可以用它浮选，而这些矿物却不能用含硫氢基类捕收剂浮选。有机酸和一些有色金属、黑色金属离子，例如：Ph^{2+}、Mn^{2+}、Fe^{2+} 等也可以生成难溶性金属皂。故有机酸及其皂也可以浮选这些金属的非硫化矿物。

实际中用有机酸及其皂浮选下列一些矿物：

①含碱土金属阳离子的极性盐类矿物，如：方解石（$CaCO_3$）、萤石（CaF_2）、重晶石（$BaSO_4$）、白钨矿（$CaWO_4$）、菱镁矿（$MgCO_3$）、白云石（$CaCO_3MgCO_3$）和磷灰石等。

②有色金属氧化矿物，一般是碳酸盐和硫酸盐类，如：孔雀石和白铅矿等。

③氧化矿物，如：赤铁矿、氧化锰和菱铁矿等。④经活化的硅酸盐类，未被活化的硅酸盐不能被有机酸及其皂浮选，经活化后表面吸附 ca^{2+}、Mg^{2+}、

Fe^{2+} 等金属离子才能被有机酸浮选。

⑤易溶于水的含碱和碱土金属的可溶性矿物，如：盐岩、硼矿物。

必须指出，使用有机酸及其皂直接浮选有色金属氧化矿物实践上常很困难，因为伴生的脉石也会被浮起，浮选过程将失去选择性。有机酸及其皂可浮选硫化矿物，但实践上不用它，因硫化矿中脉石矿物经常也能被它浮起，况且已有选择性更好的捕收剂——含硫氢基类捕收剂代替它。

使用该类捕收剂时还要注意：①有机酸及其皂都是表面活性物质，有强烈的起泡性；②用量要严格控制，适宜时有选择性，过多时将失去选择性；③要有调整剂的良好配合，常配合使用苏打或苏打与水玻璃合用；④矿浆温度影响较显著，一般宜在 30℃进行浮选。

3. 常用的有机酸及其皂

有机酸及其皂有三方面来源：动植物油脂经水解而得到的饱和及不饱和脂肪酸的混合物；工业副产品，如造纸工业所得的副产品——塔尔油；有机合成产品，如氧化石蜡、氧化煤油、石油磺酸盐等。

①油酸和油酸钠——学名十八烯酸，有一双键，分子式见表 4－6－9，是从动植物油脂中提取的，较难溶于水，常先溶于煤油等溶剂后使用。油酸对浮选温度很敏感，一般不应低于它的熔点（+14℃）。油酸钠是油酸皂化后的产品，易溶于水，溶液呈碱性。

②高级脂肪酸及其皂——将各种动植物油进行水解得到各种高级脂肪酸，它的组成视原料而异，是各种脂肪酸的混合物。我国铁矿石浮选曾用过一种植物油脂肪酸及其皂——大豆油高级脂肪酸和大豆油磷酸化皂，浮选指标很好，但因原料来源的限制已停用。

③塔尔油和粗硫酸盐皂——以木材为原料的碱法造纸厂中，松木切片和硫化钠、氢氧化钠一起蒸煮，其中纤维不溶，成为造纸原料，其余黑色纸浆废液静止分层，上层的油状物称粗硫酸盐皂。粗硫酸盐皂的杂质太多，起泡性很强，选择性差，需进一步分馏净化制成粗塔尔油。粗塔尔油再经减压蒸馏和浓硫酸处理得到精制塔尔油。粗塔尔油中脂肪酸主要为不饱和脂肪酸，如油酸、亚油酸、亚麻酸等，它们的捕收能力很强，但其中树脂酸（主要为松香酸）含量很高，起泡性很强。精制后树脂酸含量大大降低，更符合浮选要求。

目前塔尔油广泛用于磷灰石、氟石、锰矿石、铁矿石等氧化矿物的捕收剂。

④氧化石蜡皂和氧化煤油——前者以天然软蜡或人造软蜡为原料，在150～170℃条件下氧化，氧化产物经皂化及脱除不皂化石蜡皂精制而成。其用途和塔尔油相同，但捕收能力较差，起泡性也较弱，所以常和塔尔油混合使用。后者是煤油经氧化所得的产物，其主要组成为羧基酸、醇酸、酯和未氧化的烃类油。酸价可达35.1～44.2，其捕收能力随酸价的增大而增强。可作为浮选铁锰矿物的捕收剂。

⑤环烷酸和碱渣——都是石油工业副产品。环烷酸的分子式为$C_nH_{2n-1}COOH$。碱渣中起捕收作用的主要组分是环烷酸，尚有少量中性油和游离碱。主要用于代替油酸，目前用于磷灰石、赤铁矿浮选。

4.烃基磺酸盐和烃基硫酸盐

①烃基磺酸盐——通式为RSO3Na，R为烃基，如烷基、芳基或环烷基，为各种烃类油经浓硫酸作用所得产品。例如将煤油磺化所得产品称磺化煤油，以石油副产品为原料经磺化、皂化所得产品称石油磺酸盐。

烃基较短的烷基磷酸钠捕收能力不强但起泡性较好，可作为起泡剂。C_{14}～C_{18}的烷基磺酸钠是一种洗涤剂，C_{10}～C_{14}的烷基磺酸盐也是一种洗涤剂。只有碳原子数更多的烷基磺酸盐才作为氧化矿的捕收剂，可代替羧酸及皂类捕收剂，分为水溶性和油溶性两种。

②烃基硫酸盐——通式为$ROSO_3Na$，也称烃基硫酸酯，是醇和硫酸作用的产物。其结构和性质与烃基酸盐类差别较大，捕收剂性质接近于脂肪酸及其皂。和相同碳链的脂肪酸相比捕收能力较弱，选择性较好，能耐硬水，受温度的影响也较小，在酸性介质中仍有很好的浮游活性。

不饱和脂肪酸和浓磷酸作用，然后用NaOH皂化所得产物称硫酸化皂。如以大豆油为原料，制成的产物称大豆油硫酸化皂。硫酸化皂的特点是有两个极性基：$-COO^-$和$-OSO_3^-$。它既有脂肪酸的捕收能力，又有耐硬水和选择性较好的优点。

5.两性捕收剂

该类捕收剂的通式：$R_1X_1R_2X_2$，其中R_1，R_2为烃基；R_2也可以是H；X_1为

阳离子基，如－ $\diagup\!\!\!\!\diagdown N$ ，－NH－等；X_2 为阴离子基，如 S^{2-}、－COOH、$-SO_3H$ 等。两性描收剂属于哪一类要视亲固基的性质而定。两性捕收剂的解离状态与溶液的 pH 值有关，以氨基酸为例，在碱性介质中：

$$RNHCH(CH_3)CH_2COOH + OH^- \rightleftharpoons RNHCH(CH_3)CH_2COO^- + H_2O$$

在酸性介质中：

$$RNHCH(CH_3)CH_2COOH + H^+ \rightleftharpoons RNH_2^+ CH(CH_3)CH_2COOH$$

在适当的 pH 值下，$R_1X_1^+R_2X_2^-$ 处于电中性状态。分子呈电中性时的介质 pH 值称为该药剂的零电点。例如：十六氨基乙酸（$C_{16}H_{33}NHCH_2COOH$）的零电点为 $pH_0 = 4.5$。

两性捕收剂因其成本太高，目前尚处于研究阶段。

6.有机酸类捕收剂浮选氧化矿作用机理

该类捕收剂可浮选多种氧化矿，它们与矿物表面有不同的作用形式，据目前研究结果表明，主要有以下几种吸附方式：

①物理吸附，如十二烷基硫酸盐在针铁矿表面的吸附。

②化学吸附，如油酸钠在金红石表面的吸附。

③半胶束吸附，如十二烷基硫酸盐在刚玉表面的吸附。

这三种吸附的形式、特点及实例以上已作了介绍。现还有一种观点认为吸附是通过药剂离子和分子在水溶液中产生一系列反应，反应的络合物在矿物表面的吸附所致。

（五）胺类（阳离子）捕收剂

1.胺类捕收剂的结构与性质

因起捕收作用的是阳离子，故称之为阳离子捕收剂。目前常用的阳离子捕收剂主要是氨的衍生物。氨中氢原子被烃基取代的数目不同可得到不同的胺：第一胺盐（伯胺盐）RNH_3Cl；第二胺盐（仲胺盐）$RR'NH_2Cl$；第三胺盐（叔胺盐）$R(R')_2NHCl$；第四胺盐（季胺盐）$R(R')_3NCl$。分子式中 R 代表长链烃基，一般在 C_{10} 以上，R′代表短链的烃，一般为 CH_3 基。浮选上常用的胺盐主要是 8～18 个碳原子的烷烃第一胺及其盐。

胺与氨的性质相似，其水溶液呈碱性。肢难溶于水，胺与酸（盐酸或醋

酸)作用生成胺盐后易溶于水。胺和有机酸盐捕收剂相似,浓度大到一定高度后,水溶液中可形成胶束。胺在水中可以呈分子或呈离子状态存在,这取决于溶液的 pH 值。浓度为 10^{-4}g 年分子/L 的十二胺水溶液,当胺分子浓度与胺离子浓度相等时,溶液的 pH 值为 10.6,pK 值为 3.4。胶的 pK 值反映了它的离子浓度与分子浓度相等时介质的 pH 值或 pOH,pH < 10.6 时胺主要以离子形式存在,pH > 10.6 时胺主要以分子形式存在。

2.胺类捕收剂的应用

目前主要用于浮选:①硅酸盐和铝硅酸盐矿物,如:石英、绿柱石、锂辉石、长石、云母等;②碳酸盐矿物,如菱锌矿等;③可溶性盐,如钾盐等。

使用胺类捕收剂必须注意以下几方面问题:①用量必须严格控制。少时可捕收矿物,多时将失去选择性;②不同矿物有不同的适宜 pH 值;③由于矿泥表面经常荷负电,能吸附大量胺盐,浮选前脱泥可改善浮选过程并降低药耗。

胺盐用量一般为 0.1 ~ 0.5kg/(t 原煤)。由于胺较难溶于水,常先溶于醋酸或盐酸中生成胺盐后使用。配制时胺与盐酸的当量比为胺:盐酸 = 1:1 ~ 1:1.5。

我国目前在选矿上实际应用的有十二胺和混合胺,已试制成功可以应用于生产的还有醚胺。其中醚胺的捕收性能最佳。醚胺是烷基丙基醚胺(或 3 – 烷氧基 – 正丙基胺)系列的简称。化学通式为:$R—O—CH_2CH_2CH_2NH_2$,式中 R 为 $C_8 \sim C_{18}$的烷基。我国试制的醚胺有 R 为 $C_{7\sim9}$、$C_{10\sim13}$、$C_{10\sim16}$三种。醚胺具有水溶性好、浮选速度快、选择性好等优点。

3.胺类捕收剂浮选氧化矿作用机理

胺及其盐类是浮选石英等硅酸盐矿物的典型捕收剂。该类药剂与矿物之间的作用机理主要有物理吸附、半胶束吸附及形成络合物吸附等类型。

(1)胺类捕收剂与矿物之间的物理吸附

主要是矿物与药剂之间的静电力引起的。用十二胺浮选石英,当浓度较低时,药剂吸附对石英电动电位的影响和普通电解质相似,说明捕收剂胺离子是通过静电力吸附到矿物表面上的,见图 4 – 6 – 48。随 pH 值增高,石英表面电负性增强,与捕收剂之间静电力作用增大,对胺类阳离子吸附更强烈,

有利于捕收剂在矿物表面吸附，但不能改变电动电位的符号。

(2)胺类捕收剂与矿物之间形成半胶束吸附

图 4－6－49 中，随胺类捕收剂浓度增加，矿物表面与药剂之间除静电力以外，还有范德华力，促使捕收剂阳离子和胺类分子的碳链互相缔合，形成半胶束。由于在矿物表面形成半胶束，吸附密度增大，石英表面电动电位明显增加，最终改变电动电位符号，使原来的石英表面变得疏水，促使石英的浮选。

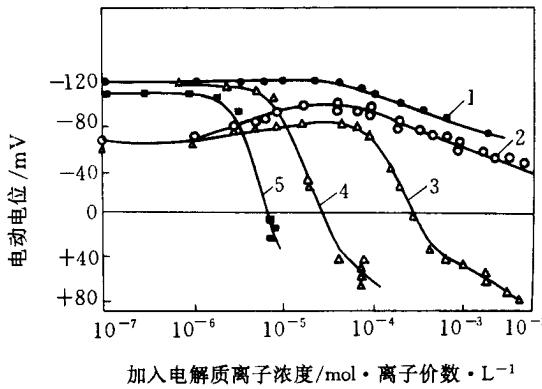


图 4－6－49　石英在十二烷基醋酸钠及氯化钠溶液中的电动电位

1－NaCl(pH＝10)；2－NaCl(pH＝7)；

3－RNH_3AC(pH＝7)；4－RNH_2AC(pH＝10)；

5－RNH_3AC(pH＝11)

(3)胺类捕收剂在矿物表面形成络合物吸附

在碱性介质中，胺分子中 N 原子的弧对电子与氧化矿中 Cu^{2+}、Zn^{2+}、Ca^{2+}、Co^{2+} 等金属离子可以形成络合物。这些络合物具有疏水性，使亲水的氧化矿表面变得疏水。

三、起泡剂

浮选矿浆经捕收剂和调整剂处理，使矿物的表面性质达到了浮选要求，此时如果矿浆中存在性质良好的起泡就能实现浮选。普通的水或矿物悬浮液中通入气体只能形成少量大而易碎的气泡，不能形成泡沫，但往水中加入少量异极性表面活性物质，例如醇、有机酸等，便可以得到小而不易兼并的气泡，气泡浮到水面，生成具有一定稳定性的泡沫。这些具有起泡作用的表面活性物质称为起泡剂。

(一)起泡剂的结构与性质

目前广泛采用的起泡剂通常是一种异极性表面活性物质(有机物)，由两部分组成：一端为极性基，亲水；另一端为非极性基，亲气。因此，起泡剂能在

气一液界面上定向吸附和排列,起泡剂起泡能力与这两个基的性质密切相关。

按其在水中的解离情况,起泡剂可分为离子型和非离子型两大类。离子型有:羧酸及其皂类,极性基为－COOH(Na);烷基磺酸及皂类,极性基为－SO_3H(Na);吡啶类,极性基为三价的 N;酚类,极性基为－OH。非离子型有:醇类,极性基为－OH;聚醇醚类,极性基为－O－和－OH;氧烷类,极性基为－O－。非离子型起泡剂性质比较单一,一般不具有捕收性能;而离子型多数还具有捕收性能。

1.非极性基对起泡性能的影响

不同系列的表面活性物质,烃基每增加一个碳原子,表面活性可以增大 3.14 倍。表面活性越大,起泡能力越强。所以起泡剂非极性基越长,起泡能力就应越强。但非极性基过长,溶解度会显著降低,反而会使起泡能力下降。常用起泡剂非极性基长度有一定范围:烃基中无双键的醇,一般 6～8 个碳,有双键的醇由于溶解度较大,烃基可以更长一些,如萜烯醇 $C_{10}H_{17}OH$。烃基属性对起泡能力也有影响,烃基为芳香烃的表面活性没有脂肪烃大。带支链的异构药剂应用较多,如萜烯醇、甲基异丁基甲醇等。

不同极性基的起泡剂适宜的烃基长度范围也不一样。如十六烷醇($C_{16}H_{33}OH$)由于溶解度很小,基本上没有起泡作用;而十六烷基硫酸($C_{16}H_{33}SO_4H$)却具有很强的起泡能力。所以非极性基的长短要与极性基配合。

2.极性基对起泡性能的影响

实际使用的起泡剂极性基有以下几种:－O－、－OH、－COOH、$\diagdown\!\!\diagup C{=}O$、$-NH_2$、$-SO_4H$、$-SO_3H$。极性基的结构和数量影响起泡剂的物理性质(如溶解度、解离度、粘度等)和化学性质(如对矿物表面活性、与矿浆中离子的化学反应等),因此,对起泡剂性能有很大影响。

①极性基对起泡剂溶解度的影响——主要取决于其性质和数量,极性基与水分子作用越强,其溶解度越大。几种常见极性基对水作用力的顺序为:－O－ < －COOH < －OH < $-SO_3H$ < $-SO_4H$。因此,当非极性基相近时各类起泡剂溶解度按上面顺序逐渐增大。此外,极性基数目越多,溶解度越

大。如,醇分子中只有一个羟基,醇醚类分子中除一个羟基外,还有醚基,因此,醇醚类的溶解度比醇类大;而氧烷类只有醚基,没有羟基,醚基与水的作用力较小,所以溶解度较低。

溶解度高的起泡剂溶于水中之后,溶质分子大部分处于溶液内部,在气一液表面吸附量较少,因而表面活性也较低。这类起泡剂可以迅速产生大量气泡,但气泡较脆,寿命短,不能持久。为了保持适当的泡沫层,必须多次不断添加起泡剂,即分段加药。溶解度低的起泡剂,多数不容易分散在矿浆中,除少量溶于水中外,大部分集中在矿浆表面,容易随泡沫层及水层排出,因此,不能产生有效作用。这种起泡剂起泡速度慢,但泡沫延续时间长,泡沫层较稳定。但过于稳定时,将给后续作业带来困难。

②极性基对起泡剂解离度的影响——各种醇类、醚类等非离子型起泡剂,在水中不能解离。羧酸类由于$-COOH$基中$-C{=\!=}O$对$-OH$基有诱导效应和共轭效应,氢有一定程度的解离,使之具有酸性。酚虽然和醇一样有极性基$-OH$,但酚的羟基连在苯环上,由于苯环的共轭作用,羟基中的氢易解离,使酚呈酸性。磺酸盐和硫酸盐类起泡剂则是较强的电解质。

离子型起泡剂在水中的解离度受溶液 pH 值的影响,故起泡能力也受 pH 值的影响。解离后使溶液呈酸性的起泡剂称酸性起泡剂。酸性起泡剂在碱性介质中解离度较高,使其表面活性降低,对起泡剂的使用不利。所以,酸性起泡剂一般应在酸性介质中使用为好;同理,碱性起泡剂应在碱性介质中使用较理想。

非离子型起泡剂,如松油和醇类,虽然不解离,但分子中有羟基,可视作碱性物,一般在碱性介质中使用较好。

③极性基水化能力对起泡性能的影响——起泡剂分子或离子,在水中与水偶极作用,发生水化,在气泡表面形成一层水膜,使气泡不容易破裂,提高其稳定性。极性基水化能力较强的,气泡稳定性也较强。根据极性基在气一水界面吸附自由能的大小,大致可以判断各种极性基水化能力的强弱,$-COOH$吸附能最大,最容易吸附到气—液界面,因此,其泡沫发粘,选择性较差;$-SO_4$、$-NH_2$吸附能小,形成的泡沫性脆,选择性好;$-OH$居中。我们希望起泡剂只有起泡性而无捕收性,这样才便于浮选过程的调节。

3.起泡剂的溶解度对起泡性能的影响

起泡剂的溶解度对起泡性能及形成气泡的特点有很大的影响。溶解度过高,则药剂耗量大,或迅速产生大量泡沫,但不能耐久;溶解度过低,部分起泡剂来不及溶解,随泡沫流失,或起泡速度缓慢,延续时间较长,难于控制。

起泡剂的溶解度列于表 4－6－10。

表 4－6－10　常见起泡剂的溶解度

起泡剂	溶解度/g·L^{-1}	起泡剂	溶解度/g·L^{-1}	起泡剂	溶解度/g·L^{-1}
正戊醇	21.9	庚醇	4.5	樟脑醇	0.74
异戊醇	26.9	正壬醇	0.586	甲酚酸	1.66
正已醇	6.24	壬醇	1.28	1,1,3－三乙氧丁烷	~8
甲基异戊醇	17.0	松油	2.50	聚丙烯乙二醇	全溶
正庚醇	1.81	α－萜醇	1.98		

4.对起泡剂的要求

具有起泡性质的物质很多,如醇类、酚类、酮类、醛类、醚类及酯类等。但作为浮选用的起泡剂,对其还有特殊要求:

①用量低,能形成量多、分布匀、大小合适、韧性适当和粘度不大的气泡。

②有良好的流动性、适当的水溶性,无毒,无臭,无腐蚀,易使用。

③无捕收性,对矿浆 pH 值及各组分有较好的适应性。

由以上要求可见,醇类是比较合适的起泡剂之一:醇在水中不解离,属于非离子型起泡剂;起泡性能强,不具有捕收性能;在水中的溶解度较大,分散好,药剂用量小;对矿浆 pH 值改变影响较小。所以,醇类是现在应用最广泛的起泡剂。

(二)起泡剂的作用

1.使空气在矿浆中分散成小气泡,并防止气泡兼并

浮选过程,希望生成的气泡直径较小,而且具有一定的寿命。但气泡直径也不能太小,太过于稳定,否则会对分选不利。在矿浆中,气泡直径大小与起泡剂浓度有关。试验表明,矿浆中没加起泡剂时,气泡平均直径约 3～5 mm,加入起泡剂后,可降到 0.5～1mm。浮选过程希望气泡不兼并,升浮到矿浆表面后,也不立即破裂,能形成一定稳定性的泡沫,保证浮选过程的顺利进

行。这些都是靠起泡剂来实现的。

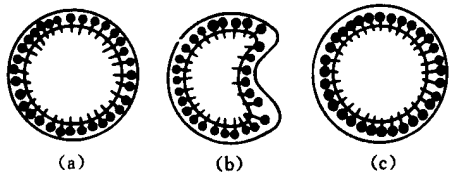


图 4－6－50　起泡剂增大气泡的机械强度示意图

(a)未变形前；(b)产生变形；(c)恢复原形

2.增大气泡机械强度，提高气泡的稳定性

气泡为了保持最小面积，通常呈球形。起泡剂在气—液界面吸附后，定向排列在气泡的周围，见图 4－6－50。气泡在外力作用下发生变形时，使气泡表面的起泡剂分子吸附密度发生变化。变形地区表面积增加，起泡剂密度降低，表面张力增大。但降低表面张力，是体系的自发趋势。因此，气—液界面存在有起泡剂，增强了抗变形的能力。如果变形力不大时，气泡将不致破裂，并能恢复原来的球形，增加了气泡的机械强度。

3.降低气泡的运动速度，增加气泡在矿浆中停留时间

首先，起泡剂极性端有一层水化膜，气泡运动时必须带着这层水化膜一起运动，由于水化膜中水分子与其他水分子之间的引力，将减缓气泡运动速度；其次，为了保持气—液界面张力为最小，气泡要保持其球形，不容易变形，增大了运动过程的阻力，使气泡运动速度降低；最后，由于起泡剂作用的结果，产生的气泡直径小，数目多，小气泡的运动速度通常较慢。因此，增加了气泡在矿浆中的停留时间，使矿粒与气泡的碰撞机会增多，提高了分选效果。

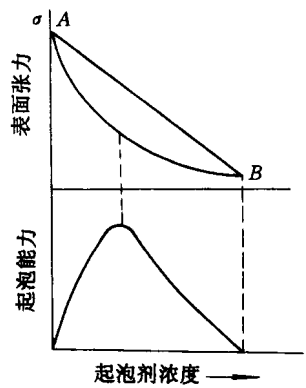


图 4－6－51　起泡剂浓度与溶液表面张力及其起泡能力的关系

实践表明，起泡剂用量不宜过大，否则会降低起泡能力。起泡剂浓度、溶液的表面张力和起泡能力之间的关系如图 4－6－50 所示，由图可见，当起泡剂浓度开始增大时，溶液的表面张力降低比较明显，起泡能力显著增大。当起泡剂浓度达到饱和状态（B 点）时，和纯水（A

点)一样,溶液不能生成稳定的泡沫层。因此,溶液的起泡能力不完全由表面张力降低的绝对值决定。

(三)起泡剂作用机理

1.单纯起泡剂的作用机理

起泡剂多数是杂极性表面活性剂,可以在气—液界面吸附浓集,降低气—液表面能,使气泡体系能量降低,促使空气分散,生成直径较小的气泡,并能在相界面上进行定向排列,以其极性端指向水,非极性端指向气。由于极性端和水分子发生作用,在气泡表面形成一层水化层,阻碍了气泡的兼并,同时还可增加气泡抗变形及破裂的能力。

2,起泡剂与捕收剂的共吸附作用

一些捕收剂本身虽没有起泡作用,但能够在气泡表面吸附,对起泡剂的起泡作用产生影响。例如,黄药本身是捕收剂,无起泡能力,但若与醇一起使用,就会提高醇类的起泡能力,且高级黄药的影响比低级黄药要大,如图 4－6－52。该现象说明捕收剂与起泡剂在气—液界面有联合作用,这种现象称为共吸附。捕收剂与起泡剂不仅在气泡表面产生共吸附现象,而且也在矿物表面产生共吸附。当矿粒与气泡碰撞时,起泡剂与捕收剂由于在界面上共吸附而产生互相穿插,使气泡与矿物固着稳定。

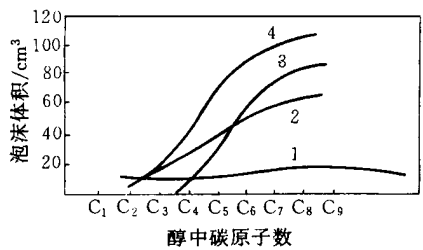


图 4－6－52　捕收剂(黄药)对起泡剂(醇)起泡能力的影响

1－单用黄药;2　单用醇

3－乙黄药＋醇;4－戊黄药＋醇

非表面活性物质有两个极性基,易溶于水,在气—液界面没有吸附活性,因而不会产生两相泡沫,一般不作起泡剂;非表面活性物质虽能吸附于矿物表面,但在浮选用量范围内,并不能使矿物表面疏水化,所以也不是捕收剂。

新的一些研究表明，部分非表面活性物质如与捕收剂一起使用，可以产生很好的泡沫，并可提高精矿品位及回收率。例如，双丙酮本身不起泡，虽能吸附到固—液界面，却并不能使矿物表面疏水。但如与捕收剂一起使用，由于它与捕收剂在矿物颗粒和气泡表面发生共吸附的结果，可形成良好的泡沫层。共吸附的穿插机理见图 4－6－53。

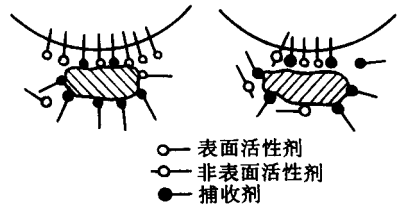


图 4－6－53　表面活性剂、非表面活性剂与捕收剂共吸附及互相穿插机理

（四）起泡剂起泡性能的测定

起泡剂性能的好坏，取决于起泡能力、泡沫的稳定性。此外，泡沫的大小，泡沫的比表面积（可用显微镜或透射光进行测量）以及泡沫的粘度、弹性、抗张强度也很重要，但一般很少测量。

测定起泡剂水溶液的起泡性能，主要有四种基本方法：

①用手或机械法搅动起泡剂水溶液数分钟，然后测量泡沫层体积。

②用旋转的搅拌器或者上下移动的多孔盘，在起泡剂水溶液中搅拌，然后测量泡沫体积。

③在带有砂芯细孔的玻璃管内，将空气、其他气体的小气泡鼓入被测试的水溶液中，然后测量泡沫体积。

④从一定高度将起泡剂水溶液滴下，对所产生的泡沫进行测量。

上述方法的共同特点是在没有固体颗粒存在的条件下，在两相体系内测量泡沫的体积，一般来说，只适用于测试表面活性剂。

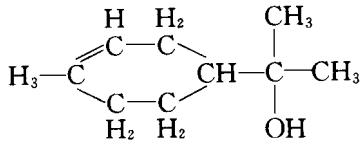
（五）常用起泡剂

起泡剂可分为三大类，天然类、工业副产品和人工合成品。

1.天然起泡剂

该类起泡剂是由林木直接蒸馏和加工后的产品。

①松油——是最早的天然起泡剂，主要成分为 α－萜烯醇（$C_{10}H_{17}OH$），结构为：



萜烯醇含量随原料而异，约 40%～60%，其他为萜烯和醚类化合物。松油为淡黄色或棕色液体，密度 0.9～0.95 g/cm³。起泡能力较强，一般无捕收性。若萜烯醇含量较低，杂质含量较高时，有一定捕收性。用量一般为 10～60g/（t 原矿）。

②2 号油——亦称松醇油，是我国选矿厂应用最广泛的一种起泡剂。占起泡剂总用量的 95%以上。2 号油以松节油为原料，经水合反应制得，为淡黄色油状液体，密度 0.9～0.91g/cm³。主要成分为 α－萜烯醇，含量 40%～60%，高者可达 80%，其余为萜烯类化合物。起泡性能较松油稍弱，泡沫稍脆，无捕收能力，组成和性质较稳定。用量为 20～100g/（t 原矿）。

③樟脑油——樟树的枝、叶、根干馏得到原油，提取樟脑后再分馏便得各种樟脑油，分红、白、蓝三种：白色油可代替松油作起泡剂，选择性较松油好，并可用于优先浮选，用量为 100～200g/（t 原矿）；红色油生成的泡沫发粘；蓝色油则兼具起泡性和捕收性，可用于浮选煤泥或与其他起泡剂配合使用。

④按叶油——由按叶经蒸馏得到，主要成分为按叶醇，含量 50%～70%。起泡性比松油弱，但选择性好，用量较大。

我国南方盛产樟树、桉树，可充分利用枝叶提取樟脑油和按叶油。

2.工业副产品起泡剂

该类起泡剂主要用于选煤厂。

①杂醇——来源较广，是选煤厂应用较多的起泡剂。如用发酵法制酒精时的副产品，其主要成分为丙醇、丁醇和戊醇的混合物，生成的泡沫较脆，选择性好，可以用于难选煤和高硫煤的浮选。用量 200～300g/（t 煤泥）。此类杂醇密度为 0.8g/cm³ 左右，黄色透明液体，80～132℃馏分占 95%，其余为大于 132℃的馏分。此外，糖厂、酒厂用一氧化碳和氢合成甲醇工艺也有此类

杂醇。

②仲辛醇——以蓖麻子生产葵二酸时的副产品，仲辛醇含量 70% ~ 80%，辛酮 10% ~ 20%。仲辛醇是我国选煤厂广泛应用的起泡剂，起泡性能较杂醇强，用量一般 100 g/t 煤泥。

③杂醇油——为生产了醇的高沸点残留液，主要成分为伯醇、仲醇和少量酮类化合物。

④混合醇——C_6 ~ C_8 混合醇有两个来源，一是乙炔法生产丁醇、辛醇的副产品分出丁醇后的剩余馏分；二是石油工业混合烯烃的羰基合成产品，主要成分为己醇、庚醇、辛醇的混合物（外观为棕红色透明油状物）。C_8 ~ C_{16} 醇（蒸馏塔底的高沸物），主要成分为辛醇和辛醚（辛醇 21.6%，辛醚 61.5%，其他成分 16.9%）。该类起泡剂泡沫多，脆而不粘，并对过滤脱水有利。用量 100 ~ 150g/（t 煤泥）。

⑤酯油——高压法羰基合成丁醇、辛醇时得到大量带支链结构的残液，以浓硫酸为催化剂，使之反应生成酯类化合物，主要含 C_4 ~ C_8 支链的酯油。工业试验证明，酯油作煤泥浮选的起泡剂其效果与仲辛醇类似，代号为酯油 190，优点是价格低、气味小、毒性低。

充分利用工业上的各种副产品，寻找新的品种，并进行加工和调整作为起泡剂使用，这是浮选药剂的一个发展方向，具有很高的经济和社会意义。

3. 人工合成起泡剂

该类起泡剂是人工合成专门生产用作起泡剂的化工产品。

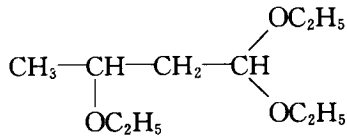
①醚醇类起泡剂——是由石化产品合成的新型起泡剂，有甲基醚醇、乙基醚醇、丁基醚醇等。我国生产的乙基醚醇是由还氧丙烷和乙醇在苛性钠催化下聚合而成的。其结构式为 $C_2H_5-(OC_3H_6)n-OH$，平均分子量为 200，也称醚醇油。国外金属矿浮选大量使用，几乎占一半。

这也是一种可以严格按照还氧丙烷数目和醇的碳链长度由人工合成的起泡剂，其起泡性能可以预先设计，并在过程中进行调节。起泡能力随还氧丙烷数目及醇的烃链碳原子数增加而提高。同时捕收性能增加，选择性降低。

该类起泡剂水溶性较高，泡沫结构致密，不粘，选择性好，消泡快，用量

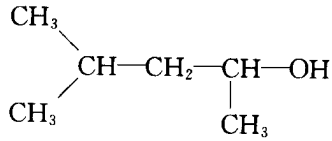
少，仅为 10～80g/(t 原矿)。并能生成大量对浮选有利的小于 0.2 mm 的微泡，但价格较贵。美国的 DOWFROTH 系列、氰胺公司的 Aerofroths 系列、英国的 Teefroths 系列及澳大利亚 TERIC 系列产品，均属于该类产品。常称为烷基聚丙烯二醇醚。

②醚类起泡剂——是一种新型起泡剂，国内的 4 号油属此类，成分为三乙氧基丁烷，又称丁醚油，主要原料是合成聚乙烯醇过程中的副产品，来源广泛，其结构式为：



纯 4 号油是无色油状液体，工业品含少量树脂杂质，呈橙黄色，带水果香味。4 号油的价格低，纯度高，起泡能力较 2 号油强，用量仅为 2 号油的一半，生成的泡沫脆。4 号油能在尾矿水中很快分解、氧化，失去有害作用，是一种毒性较小的起泡剂。

③甲基异丁基甲醇——亦称甲基戊醇，代号 MIBC，美国大量使用。MIBC 由丙酮经缩合脱水和常压加氢制成，结构式为：



MIBC 为无色透明液体，20℃时密度为 0.8 g/cm^3，在水中的溶解度为 1.79%。特点是选择性强，活性好，生成的泡沫细且脆而不粘，消泡容易，不具捕收性，用量少，仅 20～40g/(t 煤泥)。但由于丙酮取自粮食，我国未在工业上应用，只作为实验室浮选标准起泡剂。

由于人工合成起泡剂有很多优点，现已开始逐步取代天然起泡剂，同时一些化工副产品起泡剂仍在选煤厂广泛应用。

四、调整剂

广义而言，浮选过程所使用药剂除捕收剂和起泡剂以外均可称为调整

剂。调整剂是控制矿物与捕收剂作用的一种辅助药剂。对于一些复杂的多金属矿石或难选矿石,合理使用调整剂是获得高指标的关键。调整剂按作用可分为活化剂、抑制剂、矿浆 pH 调整剂、分散与絮凝剂四类。究竟属于哪一类,和具体作用条件密切有关。同一药剂在一定条件下属于活化剂,在另一条件下却属于抑制剂,有时在某一条件下还能同时起两种或更多作用。

(一)活化剂

凡能增强矿物表面对捕收剂的吸附能力的药剂称为活化剂。活化剂一般通过以下几种方式使矿物得到活化:

①难溶的活化薄膜在矿物表面生成。当矿物本身很难被某种捕收剂捕收,在活化剂的作用下矿物表面生成了一层难溶性活化薄膜后能够成功地被捕收。例如:白铅矿很难被黄药捕收,但经硫化钠作用后,白铅矿表面生成了硫化铅的薄膜后很容易用黄药浮选。

②活化离子在矿物表面的吸附。最典型的例子是石英对 Ca^{2+}、Ba^{2+} 离子的吸附。纯石英不能被脂肪酸类捕收剂浮选,但石英吸附 Ca^{2+}、Ba^{2+} 离子后借 Ca^{2+}、Ba^{2+} 离子对脂肪酸捕收剂的吸附,就能实现浮选。

③清洗矿物表面的抑制性亲水薄膜。如黄铁矿,在强碱介质中矿物表面上生成了亲水的 $Fe(OH)_3$ 薄膜,使之不能被黄药浮选。用硫酸使黄铁矿表面亲水薄膜消失后便能用黄药浮选。

④消除矿浆中有害离子的影响。如硫化矿浮选时,矿浆中存在 S^{2-} 或 HS^- 离子,硫化矿往往不能被黄药浮选,只有当这些离子消失并出现游离氧以后才能实现浮选。

以下是实践上常用的活化剂。

1.硫酸铜及有色重金属可溶性盐

硫酸铜($CuSO_4 \cdot 5H_2O$)是实际中最常用的一种活化剂。它可以活化闪锌矿、黄铁矿、磁黄铁矿和钴镍等硫化矿物的浮选。其他一些重金属可溶性盐,如 Hg^{2+}、Ag^{2+}、Pb^{2+}、Pd^{2+}、Cd^{2+} 等金属离子的可溶性盐也是活化剂。理论上研究最多的是硫酸铜中 Cu^{2+} 对闪锌矿的活化作用,普遍认为是在闪锌矿表面生成硫化铜的薄膜:

$$ZnS)ZnS + Cu^{2+} \longrightarrow ZnS)CnS + Zn^{2+}$$

Cu^{2+}之所以能取代闪锌矿表面Zn^{2+}是因为Cu^{2+}和Zn^{2+}的离子半径相近且硫化铜的溶度积比硫化锌小。未被活化的闪锌矿很难被黄药浮选,生成硫化铜外表后就很容易用黄药浮选。但硫酸铜要适量,过量时将活化硫化铁,使浮选选择性降低。硫酸铜一般配成5%～10%溶液使用,用量为0.25～0.75kg/(t原矿),输送管道一般用铅管不能用铁管,以免腐蚀。

2.碱土金属和部分重金属的阳离子

属于这一类的活化剂有:Ca^{2+}、Mg^{2+}、Ba^{2+}、Fe^{3+}等金属阳离子。当使用脂肪酸类捕收剂时,这些离子可活化石英和其他硅酸盐矿物的浮选。研究较多的是Ca^{2+}、Ba^{2+}等对石英的活化作用。纯净的石英在中性或碱性介质中表面呈负电性,不能吸附脂肪酸类捕收剂,但经Ca^{2+}、Ba^{2+}等金属离子活化后,石英便可吸附脂肪酸类捕收剂而浮出。

Ca^{2+}、Ba^{2+}等金属离子活化石英的机理过去认为是Ca^{2+}、Ba^{2+}等在石英表面吸附的结果。近代的研究表明,起活化作用的主要是金属的氢氧络合离子$MeOH^{+}$在矿物表面的进一步吸附。

3.可溶性硫化物

包括硫化钠($Na_2S\cdot 9H_2O$)、硫氢化钠、硫化氢及硫化钙等,最常用的是硫化钠。硫化物的主要作用有:①活化多种有色金属氧化矿的浮选,这种作用也称为硫化作用;②抑制各种硫化矿物;③解吸硫化物表面上的捕收剂,用在硫化矿浮选时混合精矿的脱药;④调整矿浆pH值。硫化钠溶解于水后,相当于在水中加入Na^{+}、OH^{-}、HS^{-}、S^{2-}离子和H_2S分子。一般认为硫化钠对矿物的活化作用主要是由于HS^{-}和S^{2-}作用的结果。

有色金属氧化矿,如孔雀石、铅矾、白铅矿等直接用黄药不能浮选,但与硫化钠作用后却能很好地用黄药浮选。因此,对有色金属氧化矿来说,硫化钠是不可缺少的活化剂,亦称之为硫化剂。硫化钠对有色金属氧化矿的活化作用是由于在硫化钠的作用下在矿物表面生成了硫化物薄膜。

4.无机酸、碱

有时使用硫酸、苛性钠、苏打等作为活化剂。它们的主要作用是清洗掉矿物表面的氧化膜或粘附的矿泥。如黄铁矿表面存在氢氧化铁亲水薄膜时失去可浮性,用硫酸清洗掉薄膜后黄铁矿恢复可浮性。被石灰抑制的黄铁矿

或磁黄铁矿，用苏打可以活化它们的浮选，原因是使矿物表面吸附钙生成的 $CaCO_3$ 沉淀自矿物表面剥落，露出新鲜的表面以吸附黄药离子实现浮选。

（四）抑制剂

凡能够破坏或削弱矿物对捕收剂的吸附，增强矿物表面亲水性的药剂称之为抑制剂。它通过以下三种方式抑制矿物：

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

②消除矿物表面的活化薄膜。如前所述，闪锌矿表面生成硫化铜薄膜后可用黄药浮选，当硫化铜薄膜被氰化物溶解后闪锌矿就失去可浮性，从而达到抑制的目的。

③在矿物表面形成亲水的薄膜，提高矿物表面的水化性，削弱对捕收剂的吸附活性。形成抑制性亲水薄膜有几种情况：第一，形成亲水的离子吸附膜。例如矿浆中存在过量的 HS^-、S^{2-} 离子时，硫化矿物表面可吸附它们形成亲水的离子吸附膜；第二，形成亲水的胶体薄膜。例如水玻璃在水中生成硅酸胶粒，吸附于硅酸盐矿物表面，形成亲水的胶体抑制薄膜；第三，形成亲水的化合物薄膜。例如方铅矿被重铬酸盐抑制，在矿物表面生成亲水的 $PbCrO_4$ 抑制薄膜。

上述这些作用有时并不孤立存在。某些药剂往往同时通过几方面作用的配合才能有效地实现对矿物的抑制。以下是几类常用的抑制剂。

1.硫化钠及其他可溶性硫化物

硫化钠和其他可溶性硫化物是有色金属氧化矿的活化剂，但用量过多时被活化的矿物又被抑制。硫化矿物浮选时加入硫化钠，很多矿物受到抑制。瓦克和他的同事们研究了硫化钠对不同硫化矿物的抑制作用。研究表明，硫化矿物的抑制作用决定于硫化钠本身的浓度和介质的 pH 值，即主要和溶液中 HS^- 浓度有关。瓦克认为，硫化钠的抑制作用在于 HS^- 离子在硫化矿和黄药阴离子间进行竞争，HS^- 浓度达到临界值时，矿物被抑制。

硫化钠在矿浆中易氧化，浓度不易控制，对矿物的抑制往往带有时间性，故实践上很少采用单一的硫化钠作为硫化矿物的选择性抑制剂。目前硫化钠主要用于下述三种情况：①多金属硫化矿混合精矿的脱药；②铜—钼分离时用于抑制黄铜矿及其他硫化物，用煤油浮选辉铝矿；③铜—铅混合精矿的分离。

2.氰化物

氰化物是闪锌矿、黄铁矿和黄铜矿的有效抑制剂。过去广泛应用于铜锌、铅锌及铜铅锌多金属硫化矿石的浮选。近年由于环保，很多已放弃使用，仅少数分离工艺复杂的尚在使用。常用的有氰化钾（KCN）和氰化钠（NaCN）。

氰化物毒性很强，易溶于水，其水解产物 HCN 易挥发，剧毒。在浮选过程中起抑制作用的是 CN^- 离子。所以氰化物只能在碱性矿浆中使用，这样不仅能降低其耗量和毒性，并能增强抑制作用。氰化物对矿物的抑制作用，可以归纳为如下几个方面：

①消除矿浆中的活化离子，防止矿物被活化。

②除去矿物表面活化离子，降低捕收剂的作用能力。

③CN^- 吸附在矿物表面，增强矿物的亲水性，并阻止矿物表面与捕收剂作用。

④溶解矿物表面的磺酸盐捕收剂薄膜。

因氰化物有剧毒，保存、使用必须有严格的制度。尾矿水排放必须符合国家标准。

3.硫酸锌（$ZnSO_4 \cdot 7H_2O$）

硫酸锌是白色晶体，易溶于水，是闪锌矿的抑制剂，只有在碱性矿浆中才有抑制作用，矿浆 pH 值越高其抑制作用也就越强。硫酸锌在碱性矿浆中生成氢氧化锌 $Zn(OH)_2$ 胶体，一般认为硫酸锌的抑制作用主要是由于生成的氢氧化锌的亲水胶粒吸附在闪锌矿表面，阻碍了矿物表面与捕收剂的作用。单独使用硫酸锌对闪锌矿的抑制作用较弱，通常与其他抑制剂配合使用。实践上硫酸锌常与氰化物联用，这样不仅加强了抑制作用，而且节省了氰化物用量。一般常用的氰化物与硫酸锌的用量比为 1∶2～1∶10。

近代无氰(不用氰化物)工业的发展,使硫酸锌与氰化物联合应用制度已很少采用。目前的应用主要有:①在碱性介质中单独应用硫酸锌;②硫酸锌与碳酸钠合用;③硫酸锌与亚硫酸合用作为闪锌矿与黄铁矿的抑制剂。

4.二氧化硫、亚硫酸及其盐类

这类药剂包括二氧化硫气体(SO_2)、亚硫酸(H_2SO_3)、亚硫酸钠(Na_2SO_3)和硫代硫酸钠($Na_2S_2O_3$),主要作为闪锌矿和硫化铁的抑制剂。用这类药剂代替氰化物也是目前研究的重要课题。由于这类药剂无毒,不溶解金等贵金属,所以应用日益广泛。目前主要应用于以下几种情况:

①铅—锌分离:二氧化硫或亚硫酸和石灰、硫酸锌配合,抑制闪锌矿浮选方铅矿。

②锌—硫分离:用亚硫酸盐抑制硫化铁,活化闪锌矿,进行锌—硫分离。

③铜—铅分离:但铜—铅混合精矿的分离通常是一个困难的问题。

④铜—锌分离:用亚硫酸或其盐抑制闪锌矿、浮选铜矿物应用广泛。为提高对闪锌矿的抑制,常配合少量氰化物或硫酸锌。

使用时注意用量:量少抑制作用不充分,量多又会抑制方铅矿与黄铜矿。因 SO_3^{2-} 或 $S_2O_3^{2-}$ 会氧化生成 SO_4^{2-} 而失效,一般采用分段加药。亚硫酸法对于一般不含或少含次生铜矿物的多金属铜—锌或铅—锌矿石的分离是一种有前途的方法。

5.重铬酸盐

重铬酸钾 $K_2Cr_2O_7$ 或重铬酸钠 $Na_2Cr_2O_7$ 是方错矿的有效抑制剂,对黄铁矿也有抑制作用。在多金属硫化矿浮选中,重铬酸盐主要用于钢—铅混合精矿分离时抑铅浮铜。例如重铬酸盐在弱碱性矿浆中生成铬酸离子,铬酸离子化学吸附在方铅矿表面,生成难溶而亲水的铬酸铅薄膜,使方铅矿受到抑制。

重铬酸盐或铬酸盐都是强氧化剂,为促使方铅矿表面的氧化,要进行较长时间搅拌(30min ~ 1h)。由于铬盐对环境的污染,目前已限制使用。

6.水玻璃($Na_2O \cdot mSiO_2$)

水玻璃是非硫化矿浮选时最常用的一种调整剂,它既是硅酸盐脉石矿物的抑制剂又是矿泥的分散剂。水玻璃又称硅酸钠,化学组成 $Na_2O \cdot mSiO_2$,m 为模数,一般为 2 ~ 4.5。模数过高不易溶解,模数过低则抑制、分散作用不

强。选矿上常用的水玻璃模数为 2～3 左右。

水玻璃是由强碱和弱酸构成的盐，在水中可水解，矿浆呈碱性，形成大量 SiO_3^{2-}、$HSiO_3^-$、H^+ 和 OH^- 离子，各种离子的含量视溶液的浓度、pH 值及水玻璃的模数而定。对 $Na_2O \cdot 3SiO_2$ 的水玻璃溶液，当浓度为 1mg/L，pH < 8 时未解离的 H_2SiO_3 分子占优势；pH = 9～13 时 $HSiO_3^-$ 占优势；pH > 13 时 SiO_3^{2-} 占优势。

水玻璃的抑制作用主要是由水化性很强的 $HSiO_3^-$ 离子和硅酸分子及胶粒吸附在矿物表面，使矿物表面呈强亲水性。硅酸胶粒在矿物表面的吸附一般认为是物理吸附。另外，硅酸离子（SiO_3^{2-}、$HSiO_3^{2-}$）和 H^+、OH^- 为石英及硅酸盐矿物的定位离子，因而水玻璃可以强烈地增强石英及硅酸盐矿物的负电位，使带有相同电荷的粒子互相排斥，处于稳定的分散状态。水玻璃对矿泥的分散作用也可用同样的机理加以解释。

水玻璃的抑制作用与用量密切相关：用量小时有选择性，用量大时失去选择性。为提高其选择性，常采用的措施有：①与苏打配合使用；②与多价金属阳离子配合使用；③加温处理。使用时一般配成 5%～10% 溶液，用量 0.2～2kg/（t 原矿），作矿泥分散剂时用量约 1.0kg/（t 矿泥）以下。

7.有机抑制剂

许多有机化合物可以用作抑制剂，如康类（淀粉和糊精）、丹宁类、木质素及纤维素、动植物胶等。

①淀粉——是高分子化合物。分子式为 $(C_6H_{10}O_5)_n$，亲水基主要是—OH。淀粉的水解产物称糊精。淀粉的组成与作用因来源不同略有差异，通常有两种结构：一种为含直链的链淀粉，另一种为合支链的胶淀粉，前者占 25% 左右，溶于热水，后者占 75% 左右，不溶于水，但能在水中膨润。淀粉制成糊精后易于溶解。实践上使用较多的是玉米淀粉或木薯淀粉。使用时一般先制成苛性淀粉，即加入相当于淀粉量 0.5%～1.0% 的苛性钠，配成 5% 溶液，加温至 90～98℃，煮 15～30 min，再稀释至 1%～3% 溶液后使用。淀粉主要用于抑制辉钼矿和赤铁矿。糊精主要用作如滑石、石英等脉石矿物的抑制剂。

②丹宁——是一种多羟基的芳香酸，也称鞣酸。分子组成较复杂，亲水

基是－COOH 和－OH。丹宁从植物中提取，由于原料及提取方法的不同，其组成也有差异。将富含丹宁的植物（如橡子壳、五倍子树皮、铁杉皮等）破碎后用水浸泡，溶出丹宁，再将浸出液加热蒸干得到的固体（主要含丹宁），称为烤胶。丹宁在萤石、白钨矿、磷灰石浮选时抑制白云石和方解石，对石英也有一定抑制作用。

③按基甲基纤维素（1 号纤维素 CMC）——原料是各种植物的纤维，溶于水，可作为含镁脉石矿物（如蛇纹石）的抑制剂。常配成 2% 溶液使用，用量 25 ~ 250g/（t 原矿），用量小于 10g/（t 原矿）时有利于提高浮选精煤质量。

④木质素——是含于木材等植物中的高分子物质。木质素经磺化、氯化等反应，生成可溶于水的磺化木素或氯化木素，可作为浮选的抑制剂。

关于有机抑制剂的作用机理，普遍认为是它们分子量很大，在分子结构中存在很多极性基，当分子被吸附在矿物表面后其他极性基朝向水，致使矿物表面呈现亲水性。极性基数量越多、分布越均匀、化学活性越大、水化能力越强，抑制能力也越大。分子中有非极性基时，碳链越长，抑制作用越弱，其作用与捕收剂的作用相反。用量大时抑制作用失去选择性。

⑤腐殖酸——富含于褐煤、泥煤和风化烟煤中，是一种天然高分子聚合电解质，平均分子量为 25000 ~ 27000，具有胶体化合物的性质。光谱分析证实其富含羧基，是一种高度氧化的木质素，易溶于苛性钠。作浮选抑制剂用的是腐殖酸钠。用小于 100 网目的褐煤 50 kg，加水 500 kg、苛性钠 20 kg，加热、搅拌至微沸 3 ~ 5 h，可将煤中腐殖酸全部溶解，成为腐殖酸钠溶液。再用离心机脱泥，即得可应用的腐殖酸钠溶液。腐殖酸钠可作亮煤、暗煤、褐铁矿、赤铁矿、磁铁矿等的抑制剂，还可作煤泥的絮凝剂。腐殖酸来源广泛、制造容易、成本低，这是其作为浮选药剂的最大优点。

（三）介质 pH 调进剂

介质的 pH 值是浮选的重要工艺参数。矿物通常要在一定的 pH 值范围，浮选过程才有最佳的选择性。调整介质 pH 值，一般有以下作用。

①调整重金属阳离子的浓度。矿浆中许多“难免离子”（多为重金属阳离子），通常可生成氢氧化物沉淀 $Me(OH)_m$。它的溶度积 $K_{sp} = [Me^{m+}] \cdot [OH^-]^m$ 为常数。提高介质 pH 值，可明显降低金属阳离子浓度，如果 Me^{m+}

是有害离子,则可减少它的有害影响。

②调整捕收剂的离子浓度。捕收剂在水中呈分子或离子状态存在与介质 pH 值有密切关系,调整 pH 值可调整呈分子或离子状态存在的比例。

③调整抑制剂的浓度。一些抑制剂由强碱和弱酸构成,在水中可以水解,故介质 pH 值直接影响它的水解程度。

④调整矿泥的分散与凝聚。实际应用的 pH 调整剂也是矿泥的分散剂或凝聚剂,起到分散矿泥或使矿浆产生凝聚的作用。

⑤调整捕收剂与矿物之间的作用。捕收剂离子与矿物的作用与矿浆的 pH 值有密切关系,调整介质 pH 值可改变矿物表面电性及药剂的性能。当介质 pH 值大于矿物的零电点时,矿物表面荷负电,反之荷正电。如果矿物与药剂之间作用属物理吸附,矿物表面电性就能决定药剂能否吸附到矿物的表面,即 pH 值决定了药剂能否与矿物起作用。各种矿物浮选时都有最佳的 pH 值范围,如煤泥应在中性或弱碱性矿浆中才能有最佳可浮性。另外,捕收剂阴离子与 OH^- 之间可在矿物表面产生竞争,pH 值愈高,OH^- 离子浓度愈大,愈能排斥捕收剂阴离子的作用。在一定的捕收剂浓度下矿物开始被 OH^- 抑制时的 pH 值称为矿物的临界 pH 值。不同矿物的临界 pH 值是不同的。实际浮选时,因同一种矿石中同一种矿物的可浮性常有一些差异,临界 pH 值是一个范围。矿物的临界 pH 值与捕收剂浓度有关。

常用的 pH 调整剂有 石灰、苏打、硫酸和苛性钠。

①石灰,又称白灰,有效组成为 CaO,是一种最廉价、最广泛的 pH 调整剂,特别是在硫化矿浮选上。石灰除调节矿浆 pH 值外还可作为黄铁矿与磁黄铁矿的抑制剂。石灰是一种强碱,可使矿浆 pH 值提高到 11 ~ 12 以上。石灰的作用一方面是 OH^- 的作用,另一方面是 Ca^{2+} 的作用。黄铁矿与磁黄铁矿在碱性介质中表面可生成氢氧化铁亲水薄膜。当有黄药存在时黄药阴离子和 OH^- 发生竞争,降低了黄药的捕收性能,提高了矿浆 pH 值,从而加强了对硫化铁矿物的抑制。Ca^{2+} 可在黄铁矿表面生成 $CaSO_4$ 难溶化合物,也可起到抑制作用。石灰对泡沫的性质也有明显的影响。因石灰还是一种凝聚剂,能引起矿浆中微细矿粒的凝聚,所以当石灰用量适当时,泡沫有一定粘度,较稳定。但用量过大时,由于微细矿粒的凝聚,会使泡沫发粘,甚至‘跑槽”。使

用时应将石灰配成石灰乳后再加入矿浆中。

②苏打，即碳酸钠（Na_2CO_3），是一种强碱弱酸盐。在矿浆中水解后得到 OH^-、HCO_3^- 和 CO_3^{2-} 等离子。它是比石灰弱得多的一种碱性调整剂，调整范围在 8～10 左右。苏打有一定的缓冲作用，调整的 pH 值较稳定。

石灰和苏打都可调整矿浆 pH 值。由于石灰便宜并且对黄铁矿有抑制作用，因而在硫化矿的浮选中得到广泛的应用。非硫化矿浮选中苏打是极为重要的 pH 调整剂。在采用脂肪酸类捕收剂时，苏打能消除矿浆中 Ca^{2+}、Mg^{2+} 等有害离子的影响，并且对矿泥有分散作用，能减弱或消除矿泥的不良影响。

③苛性钠是强碱，因价格贵而较少使用，只有在不能用石灰但又必须在强碱矿浆中浮选时才使用。

④硫酸在欲降低矿浆 pH 值时常使用，它可活化硫化铁矿物的浮选，因为硫酸可以消除硫化铁表面的氢氧化铁亲水薄膜。在浮选绿柱石、锆英石、金红石等时常用硫酸作预处理，以调整矿物的可浮性。经酸洗后，这些矿物的表面得到净化，从而有利于浮选分离。

（四）分散剂与絮凝剂

1.颗粒的分散与聚集状态

细粒物料，特别是粒度小于 5～10μm 的矿泥，由于具有很大的比表面积，是一个热力学不稳定体系，故细粒物料之间的粘附常可自发产生，也由于范德华力作用而互相吸引，常呈无选择的粘附状态。加上矿浆中一些‘难免离子’的作用，使粒子表面电位降低，从而更使细泥产生粘附。矿浆中细粒物料之间的粘附，根据作用本质的差异可分为三种，如图 4－6－54。①细粒受无机电解质的作用，粒子表面电动电位下降，从而引起互相聚集生成聚合体，称为凝聚（coagulation）；②颗粒在捕收剂作用下，表面形成疏水膜，各颗粒疏水膜之间粘附缔合成团，称为团聚（agglomeration）；③细粒通过高分子絮凝剂的桥联作用构成松散的、多孔的、具有三度空间结构的絮状体，称为絮凝（flocculation）。

2.常用分散剂

为使矿浆中矿粒处于分散状态必须加入分散剂。常用的分散剂有苏打、

水玻璃、三聚磷酸盐、丹宁、木素磺酸盐等。分散作用的共同特征是使矿粒表面的负电性增强，增大矿粒之间的排斥力，并使矿粒表面呈现强的亲水性，防止矿粒聚结。需强烈分散矿泥时要在加入分散剂前先加苛性钠，使矿浆 pH 值升高，在强碱介质中矿泥才具有高分散性。

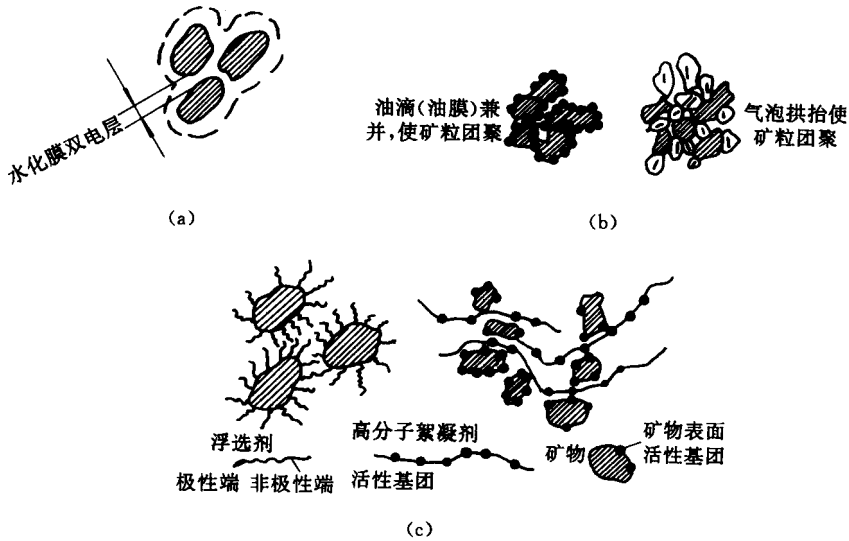


图 4－6－54　微细颗粒的聚集状态

(a)凝聚；(b)团聚；(c)絮凝

①水玻璃——最广泛使用的分散剂。价廉，分散效果好。水玻璃在水中生成 H_2SiO_3 分子、SiO_3^{2-} 和 $HSiO_3^{2-}$ 离子及水玻璃胶粒，它们能吸附在矿粒表面，大大地增强了矿粒表面的亲水性，故水玻璃是良好的分散剂。

②苏打——既可调节矿浆 pH 值，又具有分散作用。当要求矿浆 pH 值不太高，又希望矿粒分散时，苏打是一种有效的药剂。有时为增强苏打的分散作用可配合使用少量水玻璃。

③各种聚磷酸盐—常用的有三聚磷酸盐（$Na_5qP_3O_{10}$）和六偏磷酸盐（$NaPO_3$）$_6$。

④木素磺酸盐、丹宁等——这类药剂专作为分散剂用比较少。

3.常用絮凝剂

能使矿浆中细粒物料产生聚结的有三类物质：①无机电解质，如石灰和明矾（硫酸铝）等；②有机捕收剂，如非极性烃类油；③有机高分子絮凝剂。有

机高分子絮凝剂就其来源又分为天然和人工合成两类。天然类有淀粉、糊精、羧甲基纤维素等；人工合成类主要是聚丙烯酰胺及其他类型的水溶性高分子聚合物。

聚丙烯酰胺为白色粉末，产品常是纯含量 7% ~ 8% 的含水聚合物，外观为无色透明胶体。主要活性基团是酰胺基（$-CONH_2$）。非离子型聚丙烯酰胺（简称 PAM）和常用的阴离子型聚丙烯酰胺（简称 PHP）的分子式为：



其中 n 是聚合分子数。它的平均分子量可达几十万至上千万，一般在 300 万 ~ 800 万左右。非离子型聚丙烯酰胺通过酰胺基反应可以制成阴离子型或阳离子型聚丙烯酰胺。水解的或磺化的聚丙烯酰胺，在分子上都有阴离子活性基团，属于阴离子聚丙烯酰胺。由于阴离子基团的作用，增强了选择性。高分子絮凝剂的共同特点是分子量大、链长、链上有大量活性官能团，它可以吸附于几个或几十个或更多的矿粒上，通过桥联作用把矿粒联结在一起，构成松散、多孔的大絮团。

由于合成的高分子絮凝剂絮凝能力强，用量少，价廉，目前已广泛用于尾矿水净化、循环水澄清等方面。使用时先配成 0.1% ~ 0.5% 的水溶液，用量在 2 ~ 50 g/(m^3 矿浆)。

高分子絮凝剂的絮凝机理可用‘架桥理论’来解释。这一理论可以描述为多个矿粒吸附高分子絮凝剂分子，通过絮凝剂的联接使矿粒产生不规则的絮团。但使用时要注意：小用量时絮凝具有选择性，超过一定量时成为无选择性的全絮凝，用量再大时则出现保护溶胶作用而不起絮凝作用。

第七章　固液分离和干燥新技术新工艺

第一节　悬浮液的性质

一、液相的性质

在绝大多数工业部门，构成悬浮液的液相是水。水的性质很多，这里所介绍的水的性质都是与脱水有关的，主要包括水的极性、粘性、表面张力和硬度等。

(一)水的极性

在氢和氧组成的水分子中，由于正负电荷的中心是不重合的，因此水分子是极性分子，正是这种分子极性使得水具有独特的性质。水分子的极性能与负电性元素形成氢键，它一方面影响到液态水的结构，另一方面还影响到水与固体物料的作用方式，显然氢键的作用将强化水分子在物料表面的附着状态，而不利于固液分离的进行，要去除这些水分子，必须额外提供打断氢键所需要的能量，这无疑会增加脱水的难度。

(二)水的粘性

粘性是流体反抗变形的一种性质，从本质上来说，粘性反映的是流体分子间的相互作用。研究流体粘性的学科称为流变学，根据流变学的研究，流体所受的剪切应力与流体的变形率之间存在相应的数学关系。习惯上，人们把动力粘度简称为流体的粘度。水的粘度是温度的函数，在 20℃时为 0.001

Pa·s 温度每升高 1℃，水的粘度大约降低 2%。在实际的脱水过程中，温度变化对浆体粘性的影响是非常明显的。例如，在过滤过程中，引入蒸气加热滤饼，可使滤饼的水分降低。不过，在一般情况下，固液体系的温度对分离过程不会产生大的影响，所以，通过提高温度改变介质粘度来降低产品水分的方法是不经济的。

（三）水的表面张力

表面张力，又可称表面自由能，其定义为物质增加单位表面积时外界所做的功。它是由于物质表面分子与内部分子相比，其化学键总处于不平衡状态，从而表面分子比内部分子具有更高的能量，这部分高出的能量就是表面自由能（或表面张力）。

在除了汞以外的所有液体中，水具有最高的表面张力，这显然与水分子的强极性有关。像大多数液体一样，水的表面张力随温度的升高而下降，表 4－7－1 所列为水的表面张力随温度的变化情况。

水的表面张力对固液分离过程有重要影响。例如在固体物料的孔隙内往往含有所谓的孔降水，水在孔隙内深入的程度（即孔降水的含量）与水的表面张力直接相关；再如水在固体表面的附着（润湿或形成水化层）也在很大程度上受到表面张力的影响。一般来说，液体介质的表面张力越大，固液分离就越困难。因此，降低水的表面张力是提高固液分离效率的有效途径之一。由于水的表面张力随温度的升高变化速度很小（见表 4－7－1），因此借助提高温度来降低水的表面张力并没有多大意义。大量试验表明，向固液体系添加表面活性物质是降低水的表面张力的有效途径。

表 4－7－1　不同温度时水的表面张力

温度/℃	20	25	30
表面张力/$N\cdot m^{-1}$	0.07288	0.07214	0.07140

（四）水的硬度

工业用水和生活用水都有硬水、软水之分，水的硬度反映水中钙镁离子的含量多少，所含钙镁离子越多，水的硬度越大。衡量水硬度的单位很多，常用的有两种，它们是毫克当量/L 和德国度，1 毫克当量/L 相当于 1L 水中含

有 20.04 mg 的钙离子或 12.16 mg 的镁离子。水的硬度等级见表 4－7－2。

表 4－7－2　水的硬度等级

水的类型	硬　度	
	毫克当量/L	德国度
极软水	<1.5	<4.2
软　水	1.5～3.0	4.2～8.4
中等硬度	3.0～6.0	8.4～16.8
硬　水	6.0～9.0	16.8～25.2
极硬水	<9.0	>25.2

水的硬度对悬浮液的分离和沉降有很大影响。因为，当硬度较大时，水中的钙镁离子含量增高，这些离子可以在颗粒表面进行吸附，从而改变颗粒表面的电位，使表面的水化作用发生变化，促使颗粒分散或凝聚，最终导致分离特性发生变化。例如，在选煤厂的煤泥水处理中，若水的硬度大，煤水的分离就会很容易，这正是某些水硬度大的选煤厂，在煤泥水的处理中少用甚至不用絮凝剂的原因。

二、固相的性质

固体颗粒是悬浮液中的分散相，固体物料本身的性质是构成悬浮液基本性质的重要组成部分。煤泥水中的固体颗粒是煤泥，煤泥的性质直接影响煤泥水的性质。这里主要介绍煤泥的粒度组成和煤泥的矿物组成及其对煤泥脱水的影响。

(一)煤泥的粒度组成

1.粒度的表示方法

颗粒粒度是颗粒体积的线性表征，固体颗粒的形状绝大多数是不规则的。表示这些不规则颗粒大小的方法很多，表 4－7－3 列出了与固液分离有关的各种粒度的定义，它们适用于不同的场合。选取粒度表示方法时，应选用与所研究的颗粒性质关系最密切的粒度。例如，自由沉降粒度和斯托克斯粒度适用于重力沉降、离心沉降、水力旋流器等场合；而表面积粒度或比表面积粒度则在絮凝、过滤等过程中用得较多。

表 4－7－3　颗粒粒度的表示方法

名　称	符号	定　义	类　别
筛分粒度	d_s	能够通过颗粒的最小方孔宽度	当量球体直径
表面积粒度	d_S	与颗粒具有相同表面积的球体直径	当量球体直径
体积粒度	d_V	与颗粒具有相同体积的球体直径	当量球体直径
比表面积粒度	d_{Sp}	与颗粒具有相同比表面积的球体直径	当量球体直径
投影粒度	d_p	在垂直于稳定平面方向上与颗粒具有相同投影面积的球体直径	当量圆直径
自由沉降粒度	d_f	在同一流体中与颗粒具有相同沉降速度的球体直径	当量球体直径
斯托克斯粒度	d_{St}	雷诺数 $Re<0.2$ 时的自由沉降粒度	当量球体直径

2.粒度对固液分离的影响

在固液分离过程中，颗粒粒度在很大程度上决定了固液分离的难易程度。这主要是由于颗粒粒度是决定固液两相间相对运动速度的主要因素之一。如在重力或离心沉降时，颗粒的沉降速度与粒度的平方成正比(详见本篇 3.1)，颗粒越大，沉降越快，固液分离效果越好；而当粒度很小时，沉降分离或者不能实现或者进行得很慢，此时需另加凝聚剂或絮凝剂(详见本篇 3.3)以使小颗粒聚集成团而加速沉降。

(二)煤泥的矿物组成及其对脱水的影响

煤泥的矿物组成较为复杂，随煤种、产地不同而不同。主要有石英、方解石、粘土矿物和黄铁矿等。其中粘土矿物种类很多，有高岭土、蒙脱石、绿泥石等，多达上百种。

石英、方解石本身性质稳定，对煤泥水的处理及产品的脱水影响不大，有较大影响的是粘土矿物。由于它遇水极易泥化，且粒度微细，大大增加了煤泥水中细粒级的含量，这些微细颗粒除本身难以沉降外，还使煤泥水的粘度大幅度增加。因此，粘土类矿物含量越高，意味着煤泥水处理过程越困难。另外，泥化的粘土矿物还能在煤粒表面形成覆盖作用，由于粘土矿物亲水、高灰，导致选煤产品的灰分、水分增高，加大了脱水作业的难度。据测定，煤粒表面的电动电位是 －25 mV，细泥的电动电位是 －31 mV，两者的电动电位符

号相同,为什么还能形成覆盖作用呢?经过深入研究发现,细泥本身的电荷在其表面上的分布是极不均匀的,在构成粘土矿物的硅酸盐网状晶体中,其鳞片的平面部分虽具有负电荷,但这些扁平粘土粒的边缘却有大量的正电荷,粘土粒正是以其边缘正电荷与带负电荷的煤粒互相吸引而形成覆盖的。减小细泥在煤粒表面的覆盖,对降低产品的灰分和水分有利。近年来的研究表明,在浮选过程中加入醇类药剂,有助于消除细泥在煤粒表面的覆盖。

三、固液体系的性质

当固体物料与液相介质构成混合体系时,其性质既与固相的性质有关,又与水的性质有关,并受它们之间相互关系的影响。这里主要介绍固液体系的浓度、密度和粘度。

(一)体系的浓度

浓度对脱水方法的选择及脱水效果有极其重要的影响。常用三个指标表示浓度 液固比、固体含量和质量百分比浓度。

1.液固比

液回比常用 R 表示。其定义是指 1 t 干物料所带水的立方米数,计算公式为:

$$R = V/G \tag{4-7-1}$$

式中　R——液固比,%;

G——固液混合物中固体物料的质量,t;

V——固液混合物中水的立方米数,m^3。

液固比常用于浮选、浓缩和分级作业中,对于某种作业,只要知道液固比 R 和干物料处理量,就很容易算出所需要的用水量。

2.固体含量

固体含量常用 q 表示。其定义为 1 L 固液混合物中所含固体物料的克数。固体含量可用浓度壶进行测定,若浓度壶的体积是 1 L,可按下式计算:

$$q = \frac{\delta}{\delta - 1}(G_t - 1000) \tag{4-7-2}$$

式中　q——固体含量,g/L;

δ——固体的密度，g/cm^3；

G_t——浓度壶中固体物料和水的总质量，g。

对于选煤厂煤泥的密度，可取本厂煤泥密度的多次平均值，但过一段时间就应进行重新标定。对于炼焦煤选煤厂也可用 $\delta = 1.25 + 0.013\ A_d$ 进行估算（A_d 为煤泥的灰分）。只要得到煤水混合物的总质量 G_t，就可得 q 值。

固体含量是一个操作指标，很多作业对它都有一定的要求，一般常用于浮选的入料、出料、浓缩机的溢流、底流以及跳汰机循环水的浓度表示等，应用很广。

3.质量百分比浓度

质量百分比浓度用 C 表示。其定义是指固液混合物中干物料的质量占整个固液混合物总质量的百分数，可由下式求得：

$$C = \frac{G}{G + W} \times 100\% \tag{4-7-3}$$

式中　C——质量百分比浓度，%；

W——固液混合物中水的质量，t；

G——固液混合物中固体物料的质量，t。

质量百分比浓度常用于浓缩和过滤作业。

4.各指标之间的换算

上述指标从不同角度表示在湿产物中水与固体在量的方面的关系，在工艺计算中各有其不同的用途。各指标均与产物的基本数据如水量、固体量、密度有一定关系，所以，它们之间可以互相进行换算。

①液固比与固体含量的换算——当已知液固比 R 和固体密度 δ，可按下式计算固体含量：

$$q = \frac{1000\delta}{\delta R + 1} \tag{4-7-4}$$

②质量百分比浓度与团体含量之间的换算——当已知产物的质量百分比浓度 C 和其固体密度 δ，可按下式计算固体含量：

$$q = \frac{1000C}{100 - C + C/\delta} \tag{4-7-5}$$

③液固比与质量百分比浓度之间的换算——当已知产物的液固比 R，可

按下式计算质量百分比浓度：

$$C = \frac{1}{R+1} \tag{4-7-6}$$

以上三式，根据不同形式浓度的定义可以很容易推导出来，这里不一一罗列。

（二）体系的密度

化学纯水的密度在 5℃时为 1000 kg/m^3，温度增加到 50℃时为 980 kg/m^3，变化不大。选煤厂所用清水中含有一定量的可溶性盐，与化学纯水的差别较小，在 5～16℃时，可以认为等于 1000 kg/m^3。

当水中含有煤泥时，煤泥水的密度与煤泥的含量有关，见表 4－7－4。

表 4－7－4　煤泥水的密度　　单位：kg/m^3

浓度	固体密度/kg·m^{-3}								
/g·L^{-1}	1350	1400	1450	1500	1550	1600	2200	2300	2400
50	1012	1014	1016	1018	1019	1021	1042	1048	1050
100	1025	1029	1038	1038	1040	1044	1087	1094	1102
200	1048	1055	1063	1070	1077	1084	1168	1182	1196
300	1075	1086	1097	1108	1118	1129	1258	1279	1301
400	1100	1114	1128	1142	1158	1171	1342	1370	1398
500	1125	1143	1161	1179	1197	1214	1429	1465	1501
600	1150	1172	1197	1215	1237	1258	1516	1559	1602

（三）体系的粘度

大量生产实践表明，相同浓度和密度的固液混合物，在处理的难易程度上可能相差很大，这说明光用浓度和密度来表述固液混合物的性质是很不全面的。下面以煤泥水为例介绍另一指标——粘度。

化学纯水的动力粘度与温度有关，但影响不大。温度对含煤泥的煤泥水粘度影响也不大；含煤泥的水的粘度应考虑介质中煤泥颗粒间的相互作用。对于浓稠的非牛顿体悬浮液，其粘度应采用有效粘度。不同煤泥水的有效粘度，可按下式计算：

$$\mu_e = \mu_1 \frac{t_1 \rho_1}{t_2 \rho_0} \tag{4-7-7}$$

式中　μ_e——煤泥水的有效粘度，Pa·s；

μ_1——纯水的动力粘度，Pa·s；

t_1——纯水自粘度计流出的时间，s；

t_2——煤泥水自粘度计流出的时间，s；

ρ_0——纯水的密度，1000kg/m^3；

ρ_1——煤泥水的密度，kg/m^3，见表 4-7-4。

煤泥水的有效粘度既与煤泥水的浓度有关，又与煤泥水中煤泥的粒度组成有关，后者的影响尤其明显。当水中的煤泥粒度小于 45 μm 时，煤泥水的有效粘度急剧增大；而当水中的煤泥粒度大于 45 μm 时，则煤泥水的有效粘度与普通水相差不大。表 4-7-5 所列为煤泥水的有效粘度与其粒度组成和浓度之间的关系。

随煤泥水粘度增加，颗粒沉降速度显著减小，煤与水的分离难度明显增大。

表 4-7-5　15℃时煤泥水的有效粘度　　单位：Pa·s

煤泥水的浓度 /g.L^{-1}	煤泥粒度/μm			
	<1000	<250	<75	<45
0	0.001145	0.001145	0.001145	0.001145
100	0.001208	0.001204	0.001208	0.001211
200	0.001275	0.001280	0.001308	0.001295
300	0.001321	0.001339	0.001428	0.001429
400	0.001434	0.001458	0.001607	0.001613
500	0.001614	0.001720	0.001955	0.002114
600	0.001704	0.002477	0.002955	0.003396

第二节　脱水及脱水机械

一、物料中水分的赋存形态

上一章介绍了煤泥水的处理流程。在煤泥水处理流程中，要产生一些产品，这些产品欲成为最终产品必须进行深一层的脱水。研究脱水前，首先弄清水分在物料中的赋存形态。

（一）水分的赋存形态

物料中的水分包括成矿过程水分、开采水分、分选加工及运输、贮存过程中加入的水分。这些水分以不同形态赋存于物料中。通常有四种形态，即化合水分、结合水分、毛细管水分和自由水分。

1.化合水分

化合水分，指的是水分和物质按固定的质量比率直接化合而成为新物质的一个组成部分。它与物质之间的结合牢固，只有在加热到物质晶体被破坏的温度时才能使化合水分释放出来。我们这里讨论的脱水不包括这部分水。

2.结合水分

在固体物料和液相水接触时，在两相的接触界面上，由于其物理化学性质与固体内部的物理化学性质不同，位于固体或液体表面的分子具有表面自由能，将吸引相邻相中的分子，在固体表面形成水化膜。结合水分又可细分为强结合水和弱结合水。

①强结合水——强结合水又称吸附结合水，指紧靠颗粒表面与表面直接水化的水分子及稍远离颗粒表面，由于偶极分子相互作用而定向排列的水分子。前者由于静电力和氢键力的作用，水分子可牢固地吸附于颗粒的表面。此种水具有高粘度和抗剪切强度，很少受温度的影响。后者与颗粒表面结合较弱，但仍有较高的粘度及抗剪切强度。

②弱结合水——弱结合水指与颗粒表面结合较弱的这部分强结合水，在

温度、压力出现变化时，偶极分子之间的连接破坏，使水分子离开颗粒表面，在距其稍远部位形成的一层水。这种赋存形态具有氢键连接的特点，但水分子无定向排列现象。

通常进入双电层紧密层的水分子为强结合水，在双电层扩散层上的水分子为弱结合水。结合水与团体结合紧密，不能用机械方法脱除，应用干燥法能去除一部分，当物料与温度大的空气接触时，那部分水分又会被吸收回来。

3.毛细管水分

松散物料的颗粒与颗粒之间形成许多孔隙，当孔隙较小时，将引起毛细管现象，水分子可保留在这些孔隙内；煤本身也存在裂缝与孔隙，同样可以保留水分，这些水分统称为毛细管水分。物料的毛细管水分与孔隙度有关。孔隙度越大，保留的水分越多。当孔隙为圆柱形，直径为 d 时，由于毛细管吸力作用所能保留的水柱高度 h 可用力的平衡条件求出。平衡状态水往高度见图 4－7－1。

$$2R\pi\sigma\cos\theta = \pi R^2 h\rho g$$

$$h = \frac{2\sigma\cos\theta}{R\rho g} \tag{4-7-8}$$

式中　σ——水的表面张力，N/m；

θ——物料的平衡接触角；

ρ——水的密度，kg/m^3；

g——重力加速度，m/s^2。

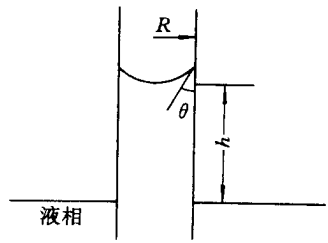


图 4－7－1　毛细管水柱示意图

毛细管中水柱高度除与水的性质有关外，还与物料性质及毛细管的直径有关。颗粒毛细管直径越小，水柱高度越大；亲水性的物料，其接触角较小，毛细管中水柱高度增大，因而毛细管水分含量增加。毛细管水分根据所采用

的脱水方法及毛细管直径的大小,可脱除一部分,但不能全部脱除。

4.自由水

自由水也称重力水,存在于各种大孔隙中,其运动受重力场控制。自由水是最容易被脱除的水。

(二)物料性质对脱水的影响

①孔隙度——孔隙度大时,存在的水分多,但毛细管作用弱,水分易于脱除;孔隙度小时,存在的水分少,但毛细管作用强,水分不易脱除。

②比表面积——它是指单位质量物料所具有的总表面积。比表面积越大,吸附的水分越多,且不易脱除。

③密度——同样质量的物质,密度大的体积就小,从而其表面积就小,吸附的水分也少。一般选煤厂产品水分常比选矿厂产品水分高,正是这个道理。

④润湿性——润湿性差的疏水矿物中含水量较少,且易脱除;而亲水矿物中的含水量较疏水矿物多,脱除较困难。

⑤细泥含量——泥质物料属亲水矿物,一方面它充填于物料间隙,使毛细管作用增强;另一方面它附着在矿粒表面,使物料水分增高,这两种情况的水均不易脱除。

⑥粒度组成——物料的粒度组成越小,其比表面积越大,吸附的水分越多,且不易脱除;物料的粒度组成较均匀时,颗粒间空隙较大,容纳的水分多,但易于脱除;若粒度组成不均匀,细颗粒将充填在粗粒的孔隙中,使颗粒间孔隙微小,毛细管作用增强,水分难于脱除。

二、粗颗粒物料的脱水

前一章我们讲了粗细颗粒的煤泥水处理流程。就像粗细颗粒煤泥水处理流程有不同形式一样,粗细颗粒物料的最终脱水所采用的方法和机械也不相同。这里首先介绍粗颗粒物料的脱水机械。

(一)脱水筛

筛分脱水是指物料以薄层通过筛面时发生的颗粒与水相脱离的过程。脱水筛是选煤厂使用最广泛的脱水设备之一。分级用的筛分设备其构造作

相应的改变后即可用于脱水。选煤厂常用的脱水筛有固定筛、摇动筛和振动筛。摇动筛性能较差,已基本淘汰。

1.固定筛

固定筛固定不动,筛面倾斜安装,物料在倾斜的筛面上完全靠自重下滑,水则通过筛孔排除。固定筛主要安装在运动的脱水筛之前,进行预先脱水,以减少进入运动脱水筛的水量,提高脱水效率。固定筛又可分为条缝筛、弧形筛和旋流筛。

①条缝筛——条缝筛安装在运动的脱水筛的给料溜槽上,其宽度与溜槽相等,长度一般不超过 2 m,筛缝宽一般为 0.5 mm,最高泄水能力可达 200 ~ 300$m^3/(h\cdot m^2)$,经预先脱水后的产品液固比约为 2 ~ 3。条缝筛的长度对脱水有较大的影响,若长度不够,脱水效率低,筛面太长,则脱水后的物料易在筛面上堆积,其长度一般可通过单位面积处理能力、需要排泄的总水量和溜槽的宽度确定。

②弧形筛——弧形筛既可用于细粒物料的脱泥、脱水,也可用于悬浮液中细小颗粒的精确分级,还可用于重介质选矿产品的脱介。

弧形筛的筛条由不锈钢或尼龙制成,截面为长方形或梯形,筛缝宽一般为 0.15 ~ 1 mm,筛条排列成弧形。其给料方式有两种:一种为无压给料,称自流弧形筛,给料速度为 0.5 ~ 3m/s;另一种为压力给料,称压力弧形筛,给料压力为 0.1 ~ 0.2 MPa,料浆速度一般可达 10m/s。弧形筛规格是以筛面的曲率半径(R)、筛面宽度(B)、弧度(α)表示,例如 500 min × 700 min × 180°。自流弧形筛的弧度有 45°、60°、90°等,多用于选煤厂的脱水及金属选矿厂的选别产品分级;压力弧形筛的弧度有 180°和 270°,其中 270°弧形筛多用于水泥工业。通常选用的筛缝可为筛下产品最大粒度的 1.5 ~ 2 倍。

弧形筛的另一个显著优点是结构简单、轻便、占地面积小、无运动部件和传动机构,处理能力大,按给料计算可达 200 ~ 250$m^3/(h\cdot m^2)$。其缺点是筛条磨损严重,筛面的安装和维护要求较高。为了延长筛面的使用寿命,不少弧形筛制成可逆转式,当前一端磨损后,可将筛面转动 180°后继续使用另一端。为提高分级效率和减轻筛缝堵塞,可在筛面背面加设打击装置,使弧形筛产生振动。

③旋流筛——旋流筛同上一章讲的电磁振动旋流筛工作原理及结构相似，只是没有振动系统。其结构图见上一章的电磁振动旋流筛。

固定的旋流筛也可用于末煤跳汰机 0.5 ~ 10 mm 级精煤的初步脱水，以及末煤的脱泥和细粒煤的分级。对于末煤脱水，推荐的筛缝宽为 0.75 mm；未经脱泥的末煤脱水或浓度大于 50 g/L 的循环水脱水或末煤脱泥，推荐的筛缝宽为 1.0 mm(此处筛缝宽均指上部筛网的筛缝)。旋流筛多用于分级。

2.振动筛

振动筛具有工艺效果好、结构简单、操作维修方便等优点，近年来发展很快。主要形式有圆运动振动筛、直线振动筛、高频振动筛和共振筛。圆运动振动筛多用于分级作业，选煤厂中多用直线振动筛和高频振动筛脱水。直线振动筛是双轴振动筛的一种，其筛箱振动的轨迹为直线，筛面水平安装，物料在筛面上的移动不是依靠筛面的倾角，而是取决于振动的方向角。我国目前主要生产和使用的直线振动筛有吊式(DS 型)和座式(ZS 型)两种，这些筛子又分别有单层和双层两种。无论是 DS 型还是 ZS 型振动筛，均由筛箱、激振器及弹簧支撑或吊挂装置组成。

直线振动筛的抛射角在 30° ~ 65°之间，我国多采用 45°，物料行进距离远，利于脱水。物料在筛面上的脱水过程，通常分三个阶段 :第一阶段为初步脱水，第二阶段为喷洗，第三阶段为最终脱水。喷洗的目的是冲洗掉混在产品中的细泥，既降低灰分又降低水分。喷水必须用澄清的循环水，水压常为 0.15 ~ 0.2 MPa。喷水点在整个筛子的中心处，沿全宽喷洒。有条件的厂最好安装 3 ~ 4 mm 的喷嘴。

对块煤脱水及脱介，为提高脱水筛的处理能力，并减少对小筛孔条缝筛的磨损，通常采用双层筛，上层用编织筛网，筛孔为 13 mm，下层用条缝筛网，筛孔为 0.5 mm。

脱水筛的处理能力与处理物料的性质和筛孔大小有直接关系，见表 4 – 7 – 6。

表 4 – 7 – 6　脱水筛单位面积处理能力

作业	块煤脱水		东煤脱水		粗煤泥回收	
筛孔/mm	13	6	1	0.5	0.5	0.25

作业	块煤脱水		东煤脱水		粗煤泥回收	
生产能力/t·(m^2·h)$^{-1}$	14～16	10～12	7～9	5～7	1.5～2	1～1.5
泄水量/m^3·(m^2·h)$^{-1}$			50～60		30～40	

高频振动筛是近几年研制成功的一种高效脱水设备。它有平面筛面和曲面筛面之分，曲面筛面的特点是弧形筛和直线筛的完美结合。高频振动筛本身具有高振次和高振动强度，另外还具有寿命长、效率高、耗电少、维修方便等优点。可用于入料粒度 0～1mm，入料浓度 <35% 的末煤及煤泥的脱水、脱介，对中小型选煤厂细粒煤泥的脱水、脱介更为适宜。处理量为 10t/h，筛面复合网目尺寸为 60～80 网目。

(二)离心脱水机

在重力场中进行的脱水，其效果受含水物料的性质影响较大，为了提高物料的脱水效果，人们又研制成功了在离心力场工作的离心脱水机。

离心脱水机是利用离心力进行固液分离的，其离心力要比重力场中的重力大上百倍，甚至上千倍，通常用分离因数表示这一关系，又称离心强度，用 Z 表示。

分离因数表示在离心力场中所产生的离心加速度和重力加速度的比值。

$$Z=\frac{\alpha_L}{g}=\frac{R\omega^2}{g}=\frac{R\pi^2 n^2}{900g}=1.12\times10^{-5}n^2R \qquad (4-7-9)$$

式中 α_L——离心加速度，cm/s^2；

R——旋转半径，cm；

ω——角速度，s^{-1}；

n——转速，r/min；

g——重力加速度，981 cm/s^2。

分离因数 Z 是表示离心力大小的指标，也即表示离心脱水机分离能力的指标。分离因数越大，物料所受离心力越强，越容易实现固液分离。由于离心机的分离因数与筛篮转速 n 的平方及旋转半径的一次方成正比。因此采用提高转速来提高分离因数比增加半径更加有效。生产实际中离心机的结构常采用高转速、小直径。

由于煤粒较脆，容易粉碎，过高的分离因数将使煤粒粉碎度提高，增加脱

水过程煤粒在滤液中的损失，同时设备的磨损增大，动力消耗亦相应增大。

离心脱水机主要分为过滤式和沉降式两大类。过滤式主要用于较粗颗粒物料的脱水，如末精煤和粗煤泥的脱水，一般过滤式离心机的分离因数常在 80 ~ 200 之间；沉降式主要用于细颗粒物料的脱水，如浮选精煤、尾煤和细煤泥的脱水，用于细颗粒物料的沉降式离心机的分离因数常在 500 ~ 1000 之间。在此主要介绍过滤式离心脱水机。

过滤式离心脱水机接卸料方式可分为惯性卸料、刮刀卸料和振动卸料三种形式。首先以惯性卸料离心机为例来介绍其工作原理。

1. 惯性卸料离心机

惯性卸料离心机工作原理见图 4 – 7 – 2。其主要工作部件是筛篮，筛篮经传动轴由电机带动旋转，湿物料给到筛篮中心，受离心力的作用被甩到筛篮壁上，形成沉淀物层，水分通过沉淀物层和筛篮上的筛孔排出，实现物料和水分的分离。

对于惯性卸料来说，满足什么条件才能使物料顺利排出呢？

从图 4 – 7 – 2 的受力分析可得：

$$F_L = m\omega^2 r \qquad P = F_L\cos\alpha \qquad N = F_L\sin\alpha$$

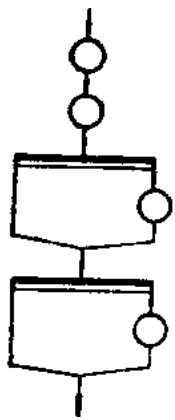


图 4 – 7 – 2　惯性卸料离心机工作简图

式中，α 为筛篮的半锥角。若物料与筛面间的滑动摩擦系数为 f，则物料沿筛面滑动时的摩擦力 F_m 为：

$$F_m = Pf = fF_L\cos\alpha$$

显然,只有当 $N > F_m$ 时,物料才能沿筛面滑动,则有:

$$\tan\alpha > f$$

若物料沿筛面滑动的摩擦角为 β,则有:

$$f = \tan\beta$$

根据上两式,不难得出:

$$\alpha > \beta \qquad (4-7-10)$$

即只有当筛篮的半锥角大于物料沿筛面滑动的摩擦角时,物料才能沿筛面滑动,进行脱水。由于惯性卸料离心机有此限制条件,导致它处理量小、脱水效率低,目前已经被刮刀卸料和振动卸料离心机所取代。

2.刮刀卸料离心脱水机

工作原理与惯性卸料大致相同,主要区别在于卸料方式不同,它是利用刮刀把已脱水的物料强迫排出的。

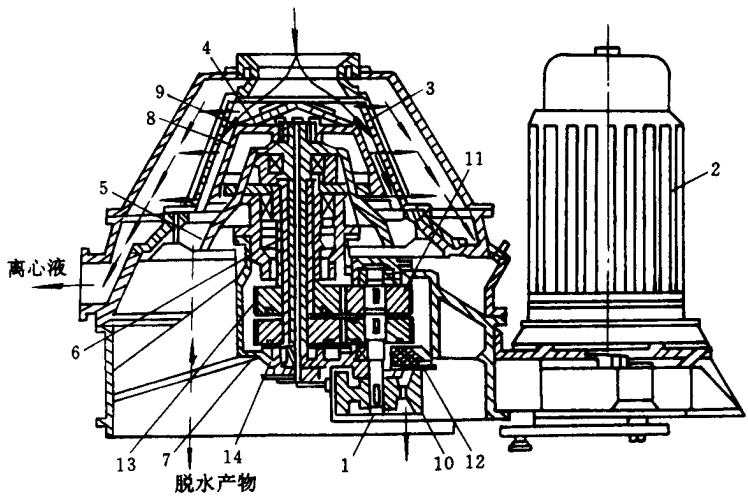


图 4-7-3　LL—9 型螺旋卸料离心脱水机

1-中间轴;2-电动机;3-筛篮;4-给料分配盘;5-钟形罩;6-空心套轴;7-垂直心轴;8-转子;9-筛网;10-皮带轮;11、12、13、14-斜齿轮

(1)结构

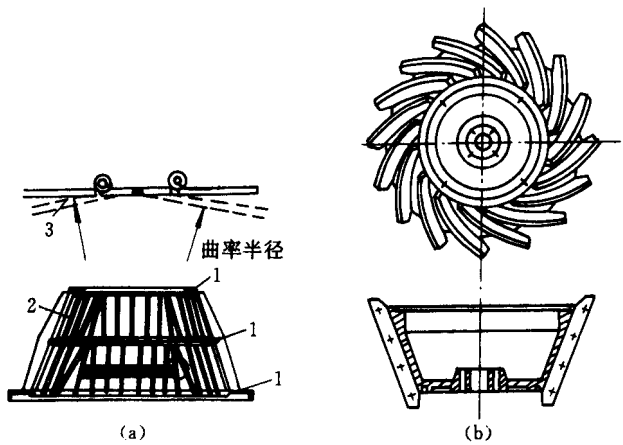
以 LL—9 型离心机为例,其结构见图 4-7-3。

全机由 5 部分组成:传动系统、工作部件、机壳、隔振装置和润滑装置。机壳为不动部件,主要对筛网起保护作用,并降低从筛缝中甩出的高速水流

速孙度；隔振系统是为了减小离心脱水机高速旋转时，对厂房造成的振动；润滑系统是为了保证传动系统灵活运转；传动系统和工作部件为离心机的主要部分。

①传动系统——LL—9 型离心脱水机传动系统的主要部件是一根贯穿离心脱水机的垂直心轴，其外有空心套轴，下部装有减速器。空心套轴和心轴通过齿轮与由电动机带动旋转的中间轴连接。空心套轴与心轴分别与筛篮和刮刀转子相连，同时旋转，而且方向相同。由于相连的传动齿轮齿数不同，齿轮 11 的齿数为 72，齿轮 12 的齿数为 71，齿轮 13 和 14 的齿数为 88，因此使筛篮和转子之间形成的速差为 7 r/min，这一速差决定了物料在离心机中的停留时间。

②工作部件——工作部件由筛篮 3、钟形罩 5、刮刀转子 8、给料分配盘 4 和筛网 9 组成。筛篮和刮刀转子结构见图 4－7－4。



4－7－4　筛篮和刮刀转子

(a)筛篮；(b)刮刀转子

1－圆环骨架；2－拉杆；3－筛条

筛篮上有扁钢焊接成的圆环骨架，上面绕着断面为梯形的筛条，筛条由拉杆穿在一起，构成整体结构。筛篮用螺栓安设在钟形罩的轮缘上。钟形罩旋转时，筛篮便一起旋转。

筛篮内壁是过滤式离心脱水机的工作面，因此，必须保证其呈圆形，才能保证筛面与螺旋刮刀之间的间隙。筛篮上的筛条顺圆周方向排列，筛条缝隙

通常为 0.5～0.35mm。较小的筛缝，可减轻筛条的磨损，延长筛面的寿命，并减少离心液中的固体含量。因此，在保证水分的前提下，应尽量减小筛缝。

(2)影响因素

筛篮和刮刀转子之间的间隙，对离心脱水机的工作影响很大。随间隙的减小，筛面上滞留的煤量减小，离心脱水机的负荷降低，减小了筛网被堵塞的现象，有利于脱水过程的进行。若间隙增大，筛面上将粘附一层不脱落的物料，新进入设备的料流，只能沿料层滑动，一方面加大物料移动阻力，在相同处理能力时，使之负荷增加，动力消耗增大，并增加对物料的磨碎作用；另一方面，泄出的水分必须通过该粘附的物料层，增加水分排泄阻力，降低脱水效果。因此，筛篮和刮刀之间的间隙是离心脱水机工作中调整的主要因素之一。

对于螺旋刮刀卸料的离心脱水机，间隙要求为(2 ± 1)mm。并可通过增减心轴凸缘上的垫片，使刮刀转子升高或降低，借以调整二者之间的间隙。磨损过于严重，无法进行调整时，应及时更换刮刀。

筛篮与刮刀转子之间的速差，使脱水物料被迫按设计的刮刀螺旋线移动，移动的煤流与筛缝斜切，使筛缝有效宽度变大，如图 4－7－5 所示。当筛缝宽度为 b、物料运动轨迹与筛条之间夹角为 β(β 即刮刀的螺旋角)时，筛缝的有效宽度应为：

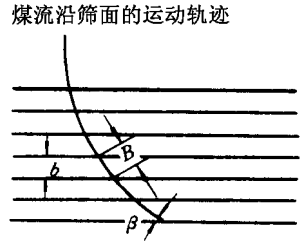


图 4－7－5　物料在筛面上移动方向

$$B = \frac{b}{\sin\beta} \tag{4-7-11}$$

螺旋角 β 随刮刀螺距的增大而增大。因此，随螺距增大，筛缝有效宽度 B 减小，水流越难通过。但煤流沿螺旋线的运动速度加快，增加了离心脱水机的处理能力，同时离心脱水后产品的水分增加，离心脱水效果降低。所以，

正确选择刮刀螺距,对离心脱水机的工作有很大意义。

分配盘用于使物料均匀地甩向筛篮内壁,以改善离心脱水机的工作效果。分配盘用球墨铸铁铸成,并用螺栓固定在刮刀转子上,因此,分配盘随刮刀转子一起转动。分配盘见图 4－7－6。

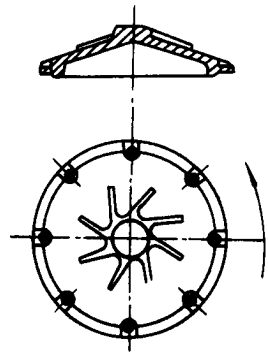


图 4－7－6　分配盘

LL—9 型离心机的处理能力是 40～50 t/h,在此基础上改进的 LL_3—9 型的处理能力达 60～100 t/h。近几年,煤炭科学研究总院唐山分院开发研制的 TLL1150 型刮刀卸料离心脱水机的处理能力已达 200t/h,在抚顺老虎台选煤厂进行了工业性试验,获得了理想的效果。

3.振动卸料离心脱水机

振动卸料离心脱水机出现比较晚,经过 20 多年的不断发展和改进,目前已日趋完善。虽然其机型很多,但主要差别是振动系统和激振方法不同。目前生产的振动卸料离心脱水机其分离因数一般在 60～140 之间,适用于 0～13 mm 物料脱水。

振动卸料离心脱水机的传动机构使筛篮一方面绕轴作旋转运动,另一方面又沿该轴作轴向振动,因此,强化了物料的离心脱水作用,并促使筛面上的物料均匀地向前移动。物料层抖动时,还有助于清理过滤表面,防止筛面被颗粒堵塞,减轻物料对筛面的磨损等作用。由于具有以上特点,使振动离心脱水机得到了日益广泛的应用。

振动卸料离心脱水机分卧式和立式两种。前者有 WZL—1000 型、TWZ—1300 型等;后者有 VC—48 型和 VC—56 型等引进设备,并已有仿制。我国的

型号为 TZ—12 和 TZ—14。

(1)卧式振动离心脱水机

以 WZL—1000 型为例来介绍其结构和工作原理。

①工作原理——在卧式振动离心脱水机中,物料在筛篮内除受径向旋转的离心力作用外,还受轴向振动的惯性力作用,因为重力比离心力小得多,可将其忽略。物料在筛篮中的受力分析见图 4－7－7。

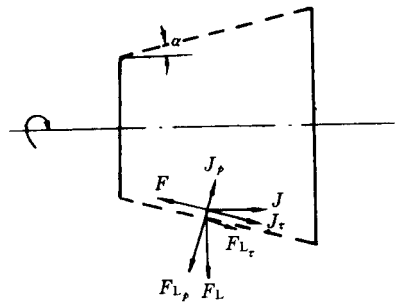


图 4－7－7　振动离心脱水机物料的受力分析

物料在运动过程中,其振动惯性力的方向和大小都是变量。下面讨论惯性力向右达到最大值时的情况。

离心力 F_L 和振动惯性力 J 均可分解为对筛面的正压力 F_{L_p} 和 J_p,以及沿筛面的切向分力 $L_{L\tau}$ 和 J_τ。如果筛篮的半锥角为 α,则分力分别为:

$$F_{L_p} = F_L \cos\alpha\ ; \qquad F_{L_\tau} = F_L \sin\alpha$$

$$J_p = J\sin\alpha\ ; \qquad J_\tau = J\cos\alpha$$

如果两个切向分力之和大于摩擦力,物料就克服摩擦力向筛篮大直径端即卸料端运动。若摩擦系数用 f 表示,物料能够在筛面上滑动的条件应为:

$$F_L \sin\alpha + J\cos\alpha > f(F_L\cos\alpha - J\sin\alpha)$$

整理后,得:

$$\tan\alpha > \frac{fF_L - J}{F_L + fJ} \qquad (4-7-12)$$

煤与金属筛网之间摩擦系数约为 0.3～0.5。考虑筛网表面比较光滑,由于振动作用,物料又不是处于密集状态,所以摩擦系数取小值,摩擦角相当

于17°，而筛篮的半锥角常在10°～15°之间，因此，单靠离心力的切向分力F_{L_τ}，物料不可能沿筛面滑动。由于振动惯性力的切向分力J_τ的方向和大小都是变量，因此，两个作用力的切向分力之和也是变量。当其合力大于摩擦力时，物料在筛面上可以向排料端运动；当其合力小于摩擦力时，物料停止运动，即物料在筛篮中是间断地向前运动的，筛篮的锥角越大，物料向排料端运动的速度亦越大。

在物料运动和停止的交替过程中，使物料处于松散状态，促使水分通过物料间空隙排出，强化了细粒物料的脱水作用，改善了脱水效果。

②构造——卧式振动离心脱水机由工作部件、回转系统、振动系统和润滑系统四大部分组成。其构造见图4－7－8。

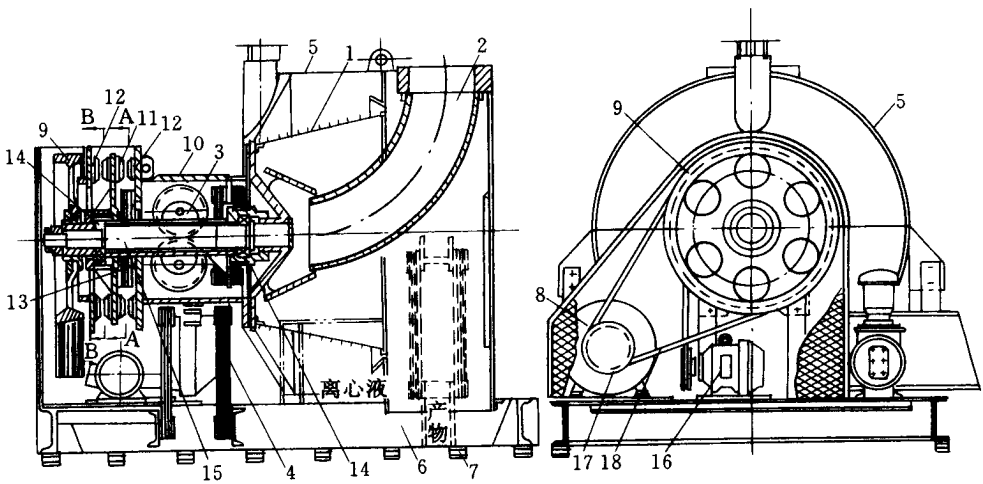


图4－7－8　WZL—1000型卧式振动离心脱水机

1－筛篮；2－给料管；3－主轴套；4－长板弹簧；5－机壳；6－机架；7－橡胶弹簧；8－主电机；9－皮带轮；10－偏心轮；11－橡胶弹簧；12－冲击板；13－短板弹簧；14－轴承；15－主轴；16－激振用电动机；17－皮带轮；18－三角皮带

筛篮是离心脱水机的主要工作部件，由筛座和筛框两部分组成。见图4－7－9。

筛框是一焊接件，它先将支杆、横梁和不锈钢楔形筛条在接触焊机上焊成扇形筛板，然后压成弧形，并在专用胎具上拼焊而成。为了减小物料在筛面上的运动阻力，筛条按锥体母线排列，筛缝宽度为0.25mm。筛篮极易磨

损,一般寿命为 1500 ~ 2000h。筛篮报废也可按工艺要求而定,对末精煤脱水,筛缝的磨损极限可定为实际筛缝宽度大于 0.6mm 的数量超过 90% 时报废。检测筛缝时,可用标准的筛测尺。筛座是一个铸钢件,上有锥形突出部分,又叫分配锥。它与底座间由四个羽板相连而铸成一体。分配锥的作用是用来减小给料对筛篮底部的冲击力,并将物料均匀送入筛网。

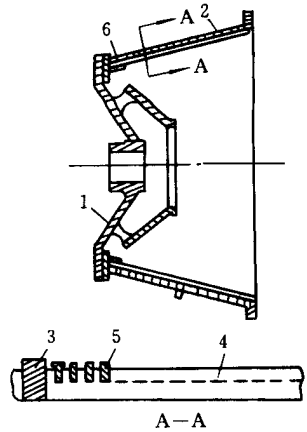


图 4 – 7 – 9　卧式振动离心机的筛篮

1 – 筛座;2 – 筛框;3 – 支杆;4 – 横梁;5 – 筛条;6 – 衬圈

回转系统是使筛篮旋转的系统。包括传动装置、主轴装置和支承装置三部分。

为了适应设备大型化的发展,现又研制了 TWZ—1300 型卧式振动离心脱水机。该机将原来的振动系统改为双质量的非线性振动系统,并用环形剪切弹簧代替了原来的短板弹簧。提高了离心脱水机的工作稳定性,改善了脱水效果。

(2)立式振动离心脱水机

立式振动离心脱水机已从美国引进,其型号为 VC—48 和 VC—56 两种。该设备可用于 0.5 ~ 75mm 物料的脱水,其结构见图 4 – 7 – 10。

工作原理 物料经入料漏斗进入离心脱水机,并均匀地分配到筛篮底部。在摩擦力的作用下,逐渐加速,并达到和筛篮同速运动。筛篮除作旋转运动外,同时作垂直的振动。物料在振动力作用下,沿筛篮表面向上运动,在此过程中,水分通过筛孔排出,脱水后产品最终从筛篮顶部进入卸料区。振动作

用还促使物料处于松散状态，有利于固液分离，提高物料脱水的作用。

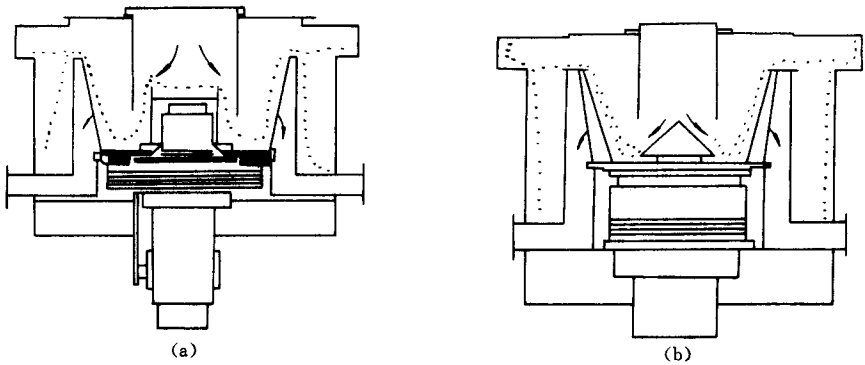


图 4－7－10　立式振动离心脱水机的结构

(a) VC－48 型；(b) VC－56 型

4.过滤型离心脱水机工作效果的评价和主要影响因素

(1)过滤型离心脱水机工作效果的评价

工作效果可从两方面进行评价：一是脱水产品的水分；二是离心液中固体含量。此外，希望在脱水过程中具有降灰作用，以及物料在脱水过程的粉碎程度尽可能地低。主要以前面两个指标进行评价，后面两个是辅助评价指标。理想的离心脱水机应具有脱水后产品水分低、离心液中固体含量低、脱泥降灰效果好及粉碎程度低等特点。

(2)离心脱水机工作效果的影响因素

影响因素很多，但主要可以分为两类，一类属于机械结构方面的因素，另一类属于工艺条件方面的因素。其中机械结构参数有分离因数、筛篮直径、锥角、高度、筛网特征等。

①分离因数——分离因数反映离心力的大小，它由转速决定，并影响脱水后产品的水分。通常，产品水分在 10% 以下时，再提高分离因数，不但不能降低产物水分，反而增高离心液中的固体含量，增加物料在离心液中的损失。水分在 10% 以上时提高分离因数可增强离心机的脱水作用，降低产品水分。

②筛篮的结构参数——在螺旋卸料离心脱水机中，由于物料的运动速度由筛篮与刮刀的相对转速决定，所以筛篮的高度和半锥角对螺旋卸料离心脱

水机影响不大。振动卸料离心脱水机,筛篮高度越大,产品水分越低;而半锥角主要影响离心液中的固体含量,半锥角越小,离心液中固体含量越低,对水分影响较小。

③筛篮直径——筛篮直径主要影响设备的生产能力。不适宜的提高生产能力,使筛面上物料层过厚,影响脱水过程顺利进行,增加脱水后产品水分。

④筛网特征——筛网特征通常指筛缝宽度。螺旋卸料离心脱水机和振动卸料离心脱水机,都采用条缝筛网,缝宽为 0.25 ~ 0.5mm。在一定范围内,缝宽对脱水后产品水分影响不明显,而对物料在离心液中的损失有较大影响,而且缝宽与损失量几乎成正比。

(3)刮刀卸料离心脱水机与振动卸料离心脱水机的比较

在入料水分相近时,刮刀卸料离心脱水机的产物水分较低。其原因主要是离心强度较大。当入料粒度组成相似时,卧式振动卸料离心机的离心液浓度较低。对入料的粒度上限,振动卸料的适应性较强,最大甚至可达 60mm,而刮刀卸料的入料粒度最大不能超过 25mm。另外,振动卸料的离心强度较小,对煤的破碎程度较低。

三、细颗粒物料的脱水

在选煤厂中,细颗粒物料的脱水较为困难,采用的脱水机械主要有沉降式离心脱水机、真空过滤机、压滤机等。

(一)沉降式离心脱水机

沉降式离心脱水机是利用离心力使煤水混合物中的固体浓缩并沉降在筒壁上,用螺旋刮刀进行卸料的一种脱水设备。它在选煤厂主要用于含泥较多的原生煤泥、浮选尾煤和浮选精煤的脱水,以及洗水的澄清。其入料粒度上限一般为 1 ~ 3mm,但有时可达 13mm。这种离心机既能够在入料浓度较低的情况下工作,又可用于处理经过浓缩的浓度达 300 ~ 500g/L 的煤浆。其离心强度为 400 ~ 1500,有的甚至更高。

1.沉降式离心脱水机的工作原理

沉降式离心脱水机的工作原理见图 4 – 7 – 11。需进行固液分离的混合

物由中心给料管 5 给入，在轴壳内初步加速后，经螺旋转子 2 上的喷料口 6 进入到分离转筒内。因物料密度较大，在离心力作用下，被甩到转筒筒壁上，形成环状沉淀层。再由螺旋转子将其从沉淀区运至干燥区，进一步挤压脱水，然后由沉淀物排出口 3 排出。在沉淀物形成过程中，外转筒 1 中的液体不断澄清，并连续向溢流口流动，最终从溢流口 4 排出，从而实现固液分离。

物料在离心机中的脱水过程由两个阶段组成，第一阶段为离心沉降阶段，固体颗粒在沉降区受离心力作用进行沉降，形成沉淀层；第二阶段为挤压脱水阶段，通过螺旋转子的挤压作用，挤出沉淀物间隙中的残余物水分。第一阶段为主要脱水阶段。

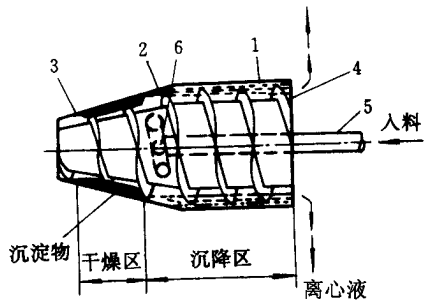


图 4－7－11　沉降式离心脱水机工作原理图

1－外转筒；2－螺旋转子；

3－沉淀物排出口；4－溢流口；

5－中心给料管；6－喷料口

2.沉降式离心脱水机的构造

沉降式离心脱水机的种类很多，按其入料方式可分为顺流型和逆流型两种。工作原理基本相同，只是一些结构参数有所差别。如顺流型入料从转筒大端给入，沉淀物和澄清水同向运动，澄清水再返回从大端溢流排出；而逆流型入料从中部给入，沉淀物和澄清水向相反方向运动。下面以顺流 TC 型沉降式离心脱水机为例介绍其构造，结构见图 4－7－12。

①转筒——转筒形状为圆柱一圆锥形，两端支在主轴承上。圆锥形端部设有沉淀物排出口，圆柱形端部设有溢流排出口，用闸板调节溢流口的高低。改变溢流口大小，脱水区和干燥区的长度比例也相应改变。

②螺旋转子——螺旋转子的轴颈与围绕在螺旋转子轴壳外部的螺旋叶

片两端相接。轴颈一端与减速器相连，另一端为空心轴，并设有给料管。

③传动装置——转筒由电机直接带动，螺旋转子则由电机通过齿轮减速器带动。两者的旋转速度有一个速差 2%，即螺旋转子每分钟比转筒慢 2% 转，使转筒与螺旋转子之间产生相对运动，借此将沉淀在筒壁上的物料推移到转筒小端排出。

3.沉降过滤式离心脱水机

沉降过滤式离心脱水机是在沉降式离心脱水机的基础上，于 20 世纪 60 年代中期发展起来的一种新型脱水设备。在结构上，它是沉降式离心机和过滤式离心机的组合。因而兼有两者的优点，其结构及工作原理见图 4－7－13。

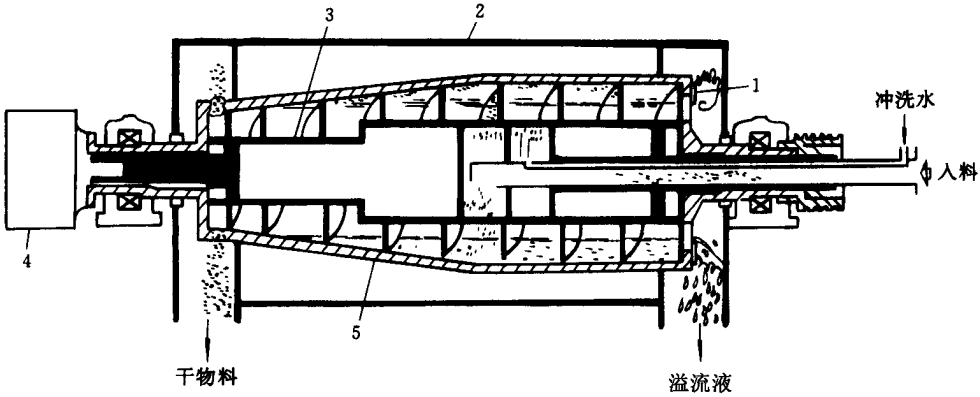


图 4－7－12　TC 型沉降式离心脱水机结构原理图

1－溢流挡板；2－外罩；3－螺旋输送器；4－差速器；5－转筒

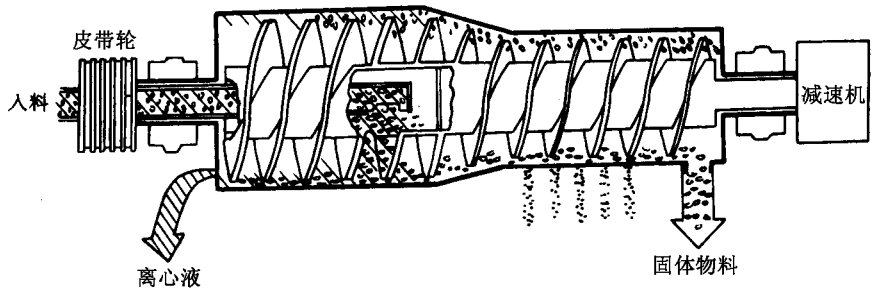


图 4－7－13　沉降过滤式离心脱水机工作原理图

沉降过滤式离心脱水机的构造除转筒与沉降式离心脱水机不同外，其他

结构大同小异。沉降过滤式离心脱水机转筒由圆柱一圆锥一圆柱三段焊接组成。筒体大端为溢流端,端面上开有溢流口,并设有调节溢流口高度的挡板。转筒的小端为脱水后产品排出端,脱水区筒体上开设筛孔。脱水区进一步脱除的水分可通过筛孔排出。

矿浆经给料管给入离心脱水机转鼓锥段中部,依靠转鼓高速旋转产生的离心力,使固体在沉降段进行沉降,并脱除大部分水。沉降至转鼓内壁的物料,依靠与转鼓同方向旋转,但速度低于转鼓 2% 的螺旋转子推到离心过滤脱水段。在离心力作用下,物料进一步脱水,脱水后的物料经排料口排出。由溢流口排出的离心液中含有少量微细颗粒。由过滤段排出的离心液,通常含固体量较高,需进一步处理。

该离心脱水机沉淀物的水分约比沉降式离心脱水机低一半。这种离心机常用于浮选精煤、浮选尾煤和水力旋流器底流的脱水。我国选煤厂已有国产 TCL 型、WLG 型和美国伯德、德国洪堡尔特—维达克型沉降过滤式离心脱水机用于脱水作业。

生产实践证明,沉降式离心机与沉降过滤式离心机处理细颗粒都很有效,但两种离心机不能互相替代,各有最佳的使用条件。处理 -0.5mm 细粒级煤泥,当 -0.045mm(-325 网目)粒级含量不超过 20% 时,所需离心强度在 250~500 就可实现固液分离,这时选用沉降过滤式离心机较为合理;若 -0.045mm 含量大于 50%,固液分离困难,这时就应选离心强度大的沉降式离心机。

(二)真空过滤机

工业上凡通过某种介质使固体颗粒和液体分开而实现固液分离的过程,均称为过滤。过滤介质是过滤过程中不可缺少的重要部分。工业中常用的过滤介质很多,主要有三类:织物介质、粒状介质和多孔陶瓷介质。在选煤厂中多用织物介质。

选煤厂的真空过滤设备可分为两大类:圆盘式真空过滤设备和圆筒式真空过滤设备。它们主要用于过滤浮选精煤,也可用于过滤煤泥或浮选尾煤。

1.圆盘真空过滤机

其结构如图 4-7-14 所示。由槽体、主轴、过滤圆盘、分配头和瞬时吹

风装置等五部分组成。

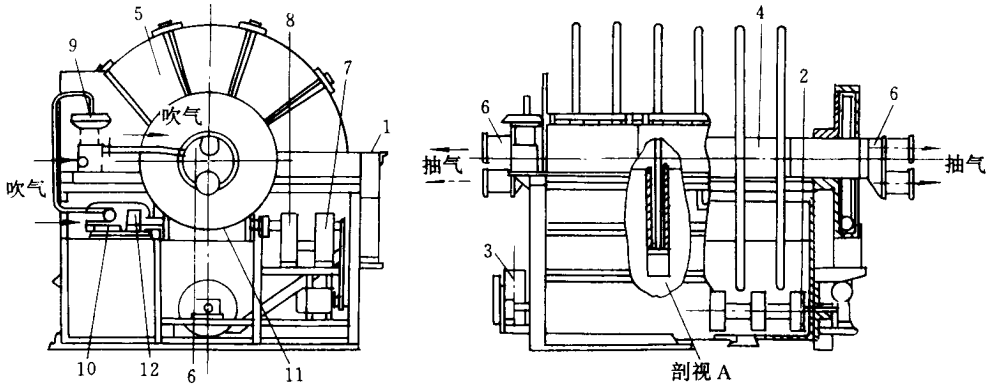


图 4－7－14　圆盘真空过滤机

1－槽体；2－轮叶式搅拌器；3－蜗轮减速器；4－空心主轴；5－过滤圆盘；6－分配头；7－无级变速器；8－齿轮减速器；9－风阀；10－控制阀；11－蜗杆、蜗轮；12－蜗轮减速器

槽体由钢板焊制而成。除贮存煤浆外，还起支承过滤机零件的支架作用。槽体下部有轮叶式搅拌机，防止煤浆在槽体内沉淀。

主轴是传动机构的一部分，由数段空心轴组成，轴的断面上有 8～16 个滤液孔，一般采用 10 个。主轴安装在槽体中间，上面装有过滤圆盘。主轴转动时，过滤圆盘也随之转动。主轴的两个端面分别与分配头相连。

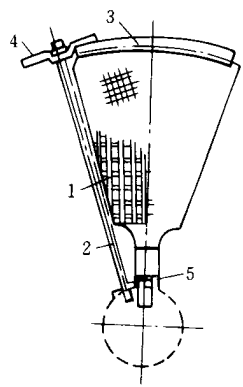


图 4－7－15　扇形过滤板

1－扇形过滤板；2－螺栓；3－压条；4－压板；5－橡胶衬垫

过滤圆盘是过滤机进行过滤的主要工作部件，由若干个扇形过滤板组

成。过滤板的数目与空心主轴上的滤液孔数一致，一般采用 10 块。用螺栓、压条和压板将过滤板固定在主轴上，见图 4－7－15。

每块过滤板都是一独立的过滤单元。本身是由较轻金属或塑料制成的空心结构，滤板内腔圆管与主轴的滤液孔相通。为了避免漏气，影响真空度，圆管与主轴连接处有橡胶衬垫。过滤盘的外面包有滤布。滤布应具有较高的机械强度、较小的过滤阻力且易于清洗等特点。选煤厂中使用的滤布，以尼龙或金属丝滤布居多。滤布的孔径约为 0.15～0.25mm。

分配头装在主轴两端固定不动，它把过滤过程分成过滤、干燥和吹落三个区。在不同的区中，过滤扇分别和真空泵、鼓风机轮换相通。由于分配头固定不动，它与主轴之间是通过分配垫来实现动配合的，因此两者接触面的光洁度要求较高。见图 4－7－16。分配头上装有楔形块，用它可调节各区范围的大小。

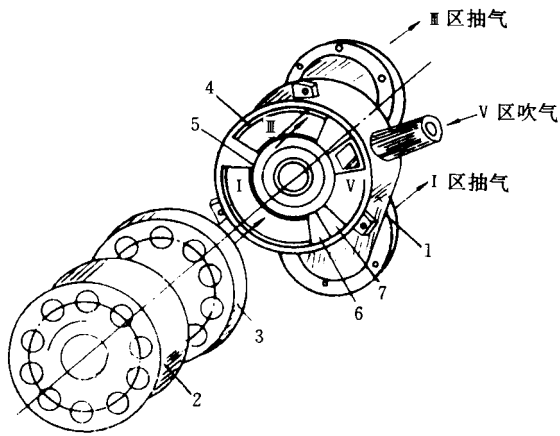


图 4－7－16　分配头构造

1－分配头；2－过滤机主轴；3－分配垫；

4－外边缘；5－内边缘；6、7－楔形块

瞬时吹风系统见图 4－7－17，它由蜗轮减速器 5、控制阀 1 和风阀 2 组成。当过滤盘转入吹落区时，风阀开启，压缩空气由风问给入分配头，通过分配头与其对应的滤液孔进入扇形滤块。借压缩空气突然鼓入的冲力将滤饼吹落。扇形滤块转过吹落区时，风阀关闭，压缩空气停止给入。至下一个扇形块进入吹落区时，再重复上面的过程。过滤扇每转一周，风阀开启的次数

与扇形滤块的块数相一致。

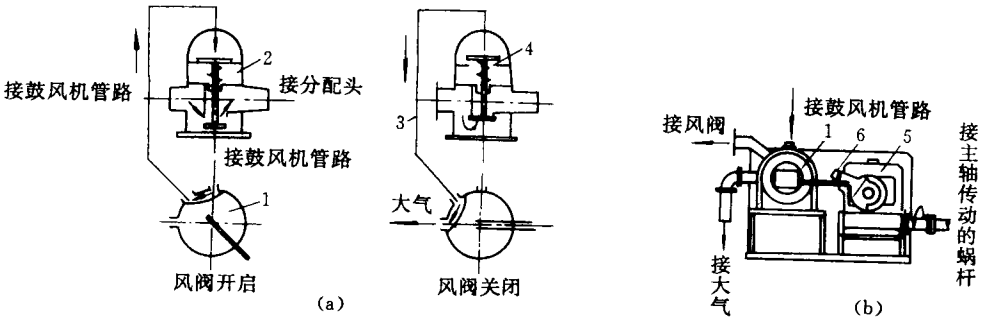


图 4－7－17　瞬时吹风系统工作原理及控制阀的传动系统

1－控制阀；2－风阀；3－空气管路；

4－弹簧；5－蜗轮减速器；6－压杆

圆盘真空过滤机的工作原理如图 4－7－18 所示。当过滤圆盘顺时针转动时，依次经过过滤区、干燥区和滤饼脱落区，使每个扇形块与不同的区域连接。当过滤扇板位于过滤区时，与真空泵相连。在真空泵的抽气作用下，过滤扇内腔具有负压，煤浆被吸向滤布，煤粒在滤布上形成滤饼；滤波通过滤布，进入滤扇的内腔，并经主轴的滤液孔排出，实现了过滤。当滤扇位于干燥区时，仍与真空泵相连，但此时过滤扇已离开煤浆液面。因此，真空泵的抽气作用只是让空气通过滤饼，将空隙中的水带走，使滤饼的水分进一步降低。当过滤扇进入滤饼吹落区时，则与鼓风机相连，利用鼓风机的吹气作用将滤饼吹落。这样就完成了一个过滤循环。随着主轴的转动，过滤扇板再次进入煤浆，开始第二个过滤循环。

在三个工作区之间，均有过渡区相隔。过渡区是个死区，其作用是防止过滤块从一个工作区进入另一个工作区时互相串气，影响工作效果。过渡区应有适当大小，过小易出现串气，降低过滤效果；过大则会减少工作区范围。圆盘真空过滤机具有下述特点：①本身是一个连续工作的设备，但对每一个过滤扇，其工作是间断的。②过滤扇在各个工作区的时间，与各个区域所占角度大小有关，还与过滤机主轴转速有关。前者可借助分配头进行调节；后者可通过无极变速器调节。③每个过滤扇之间都有非工作区间，为减少物料在该区停留时间，过滤扇的数目不宜过多；但为了减少滤扇上靠近主轴和远离主轴两端过滤时间的差别，合理利用过滤板的面积，则应增加过滤扇的数

目。因此，过滤扇的数目通常在 8 ~ 16 块范围内选择，较合理的数目约为 10 块左右。

圆盘真空过滤机近年来向大型方向发展，过滤面积已达 200m^2，甚至 400m^2。

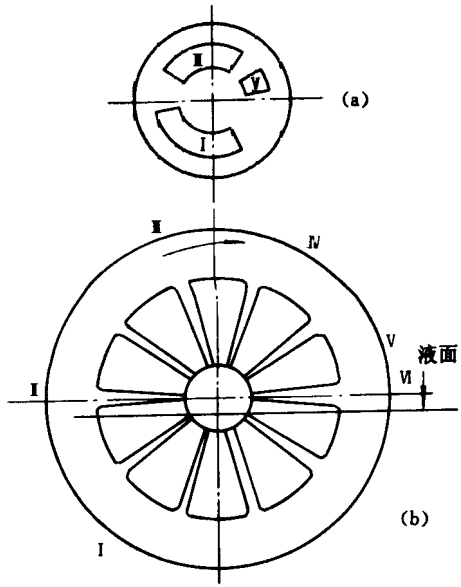


图 4 - 7 - 18　圆盘真空过滤机工作原理图

(a)分配头；(b)过滤Ⅰ——过滤区；

Ⅱ、Ⅳ、Ⅵ——过渡区；Ⅲ——干燥区；Ⅴ——脱落区

2. 圆筒型真空过滤机

圆筒型真空过滤机与圆盘式真空过滤机相比，其本身体积较大，过滤面积较小，单位处理量低，但密封性能好，真空度高，干燥区长，滤饼水分低，适于处理细粘物料。圆筒型真空过滤机可分为内滤式和外滤式两种。由于内滤式滤饼排除较困难，现多为外滤式。按筒中的内部结构又可分为有格式和无格式。接卸料方式还可分为折带卸料式和刮刀卸料式。

(1)外滤式有格刮刀卸料式圆筒型真空过滤机

工作的部件是一个大的圆筒，由钢板焊接而成，在筒体的表面上装有冲孔筛板，用隔条沿圆周方向分成若干个过滤室，通常为 24 个，室与室之间严格密封，互不通气。过滤室上铺设筛板，一方面与筒面形成通道，以便流通滤

液；另一方面起支撑滤布的作用。过滤板外面包裹滤布，沿轴向每隔 50～80mm 缠绕钢丝，将滤布固定在筒体上。过滤室内部接有滤液管，分别与两端的喉管连接，分配头与喉管紧密相通，并固定在筒体两端，每个分配头担负过滤室一半长度的抽气和吹风作用，基本过滤单元如图 4－7－19 所示。工作示意图见图 4－7－20。

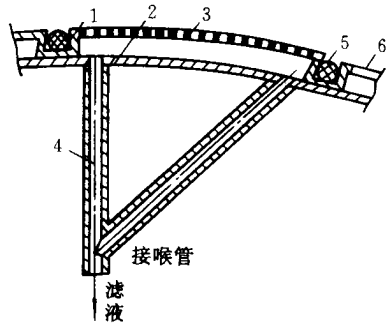


图 4－7－19　过滤室的横断面

1－隔条；2－筒体；3－过滤板；4－滤液管；5－胶条；6－滤布

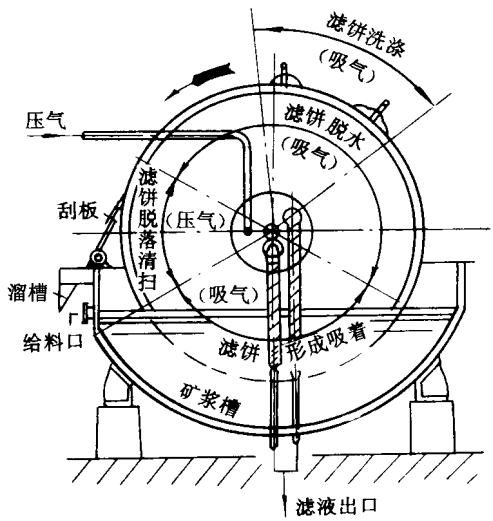


图 4－7－20　工作示意图

工作时，筒体浸入装满矿浆的半圆形矿浆槽中，并在其中缓慢旋转。由于分配头的作用，每个过滤室依次通过过滤区、干燥区、吹落区，由于负压作

用将固体颗粒吸附在筒体上形成滤饼。随着圆筒的旋转，浸于矿浆中的那部分圆筒表面随之离开液面，进入干燥区，滤饼进一步脱水。到吹落区后，借助高压风和刮刀把滤饼卸下。

(2)外滤式无格折带卸料圆筒型真空过滤机

无格式真空过滤机是一种取消了分配头、喉管和大量真空管路的新型真空过滤机。我国设计生产的 GDU 型无格折带真空过滤机的工作原理如图 4－7－21 所示。

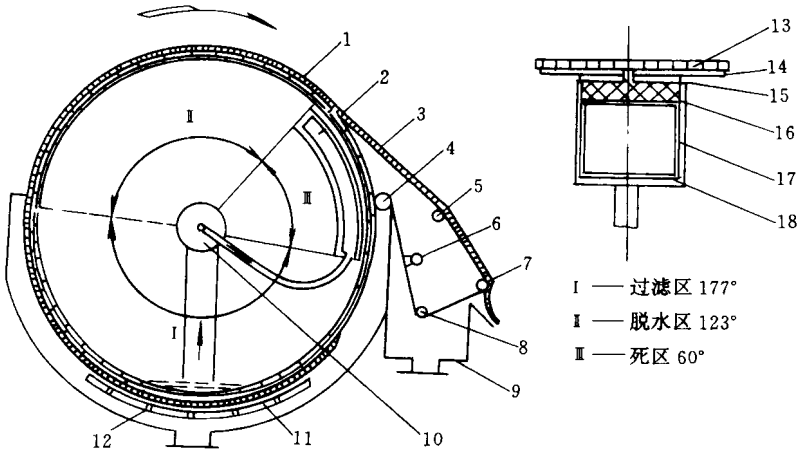


图 4－7－21　GDU 型无格折带真空过滤机工作原理图

1－筒体；2－密封装置；3－德布；4－导向辊；5－分展辊；6－清洗水管；7－卸料辊；8－张紧辊；9－一清洗槽；10－中空轴；11－搅拌器；12－浆料槽；13－滤扳；14－筒皮；15－密封圈；16－胶板；17－水袋；18－支撑框

GDU 无格折带过滤机筒体外部与一般折带过滤机相同，在筒体上密布通孔，整个筒体内为一负压室，滤液吸入筒腔后，不断从下部通过中空轴抽出，死区的密封是依靠恒压的水袋压紧橡胶板封住筒体上的通孔完成的。由于是无格结构，因此真空度高。一般可达 66 kPa 以上，采用深槽结构，加大了过滤区，因此单位面积处理能力高于圆盘过滤机。煤炭科学研究总院唐山分院已在鸡西的杏花选煤厂成功地进行了 GDU—50 型真空过滤机的工业性试验。该设备处理较细颗粒物料有一定优势。

3.过滤系统

为了实现物料的过滤脱水，除过滤机之外，还需要有一些辅助设备，如真

空泵、压风机、气水分离器等。

真空过滤机与辅助设备之间的连接方式称为过滤系统。常用的过滤系统有三种：一级过滤系统、二级过滤系统、自动泄水仪。见图 4－7－22。

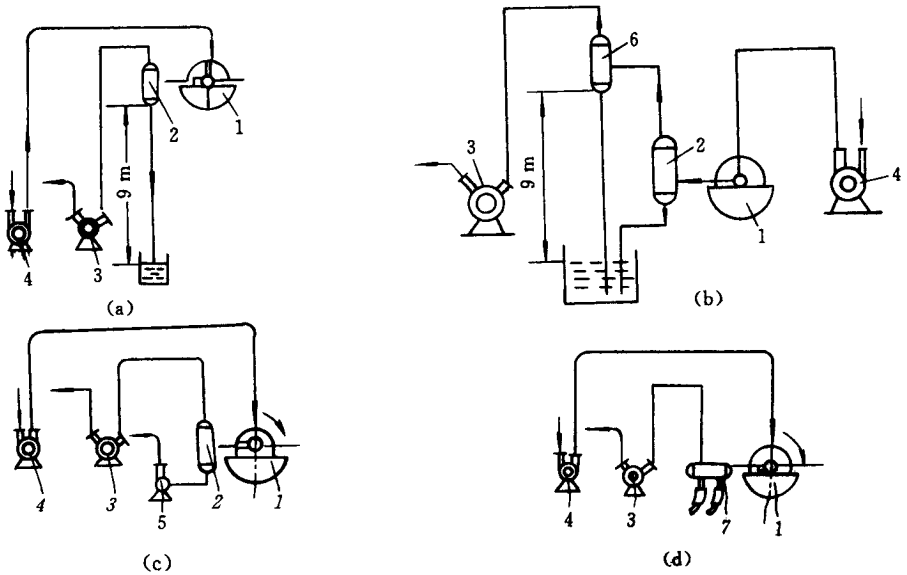


图 4－7－22　过滤系统

(a)、(c)一级过滤系统；(b)二级过滤系统；(d)自动泄水仪

1－过滤机；2－气水分离器；3－真空泵；4－鼓风机；5－离心泵；

6－二级气水分离器；7－自动泄水仪

①一级过滤系统——即一级气水分离系统，也称单级气水分离系统。在一级过滤系统中，只用二个气水分离器，如图 4－7－22(a)、(c)所示。滤液和空气由于真空泵造成的负压被抽到气水分离器中，空气再由气水分离器的上部排走，滤液从气水分离器的下部排出。由于气水分离器在负压下工作，要使滤液从气水分离器中排出，其滤液排出口和滤液池液面之间必须有 10.5m 的高差。为防止空气进入气水分离器，滤液流出的管口必须设有水封。由于只设一个气水分离器，有可能气水分离不够彻底，影响真空泵的工作。

②二级过滤系统——二级过滤系统中有两个气水分离器，过滤机可以安放在较低位置，连接过滤机的气水分离器也在较低的位置。该气水分离器上部排出的气体进入安放在较高位置的二级气水分离器，二级气水分离器的气体由真空泵抽走。由于二级气水分离器位置较高，即使一级气水分离器在较

低位置，也不致影响真空泵的工作。因此，该系统在选煤厂得到广泛使用，如图 4－7－22(b)所示。

③自动泄水仪——如图 4－7－22(d)所示的过滤系统，不需要将过滤机设置在很高的位置，也不用设两个气水分离器，而采用自动泄水仪代替过滤系统中的气水分离器和离心泵，就能使滤液自流排出。

由于杠杆式的自动泄水仪经常出现故障，因而一直没有得到推广使用。近几年研制开发的五通电磁气阀用于控制滤液的排放，取得了较理想的效果。

在选煤厂，一般采用水环式真空泵，因该类型真空泵允许滤液在泵中短期运转，不致发生故障。小型过滤机通常采用 SZ 型真空泵，大型真空过滤机常用 2YK 型真空泵。真空度一般为 $4\times10^4\sim6.7\times10^4$Pa。$1m^2$ 过滤面积的吸气量为 $0.8\sim1.3m^3/min$。

真空过滤机的吹风压力常为 $1\times10^3\sim3\times10^3$Pa，$1m^2$ 过滤面积所需要的压缩空气量为 $0.2\sim0.5m^3/min$。通常用叶式或罗茨鼓风机供给，有时也采用 SZ 型真空泵提供吹风压力。

4.过滤效果的评定

通常用三个指标对过滤效果进行评价 滤饼水分，滤液中的固体含量，过滤机单位面积处理能力。过滤效果的好坏与真空度、粒度组成、给料浓度等关系极大。煤浆浓度为 25%～50%，粒度在 1mm 以下时，滤饼水分常在 24%～28%之间，滤液的固体含量在 5～50g/L 范围内。

5.影响过滤效果的因素

影响过滤效果的主要因素有过滤的推动力、矿浆性质及过滤介质的性质等。

①过滤的推动力——对真空过滤机而言即指真空度。真空度的高低直接影响过滤机的生产能力、产品水分和滤液中的固体含量。通常，压力差增加可以提高过滤机的处理能力和降低滤饼水分，特别是对细泥含量高的物料，应采用较高的真空度。但过高的真空度，容易使滤液中固体含量增大，影响过滤效果。

真空过滤机处理浮选精煤时，其真空度应为 $5\times10^4\sim6.7\times104$Pa，处理

浮选尾煤时，最好为 $6.7\times10^4\sim8\times10^4$ Pa，而处理原生煤泥，一般为 $4\times10^4\sim5\times10^4$ Pa。

②矿浆性质——这里主要是指矿浆温度、浓度、粒度和矿浆成分。矿浆浓度增加，可以提高真空过滤机的过滤效果，处理量增加，产品水分下降。过滤物料的粒度组成越细，过滤越困难，滤饼越薄，而且增加了滤饼的水分，且滤饼难于脱落，降低了过滤机的处理能力。粒度过细时，可在过滤系统中加助滤剂，以改善过滤效果，有时也可以掺粗。矿浆成分主要指矿浆中的泡沫量。在矿浆中含有大量气泡时，会使生成的滤饼中也含有气泡，特别是细小微泡，它将堵塞滤饼中颗粒之间的通道，降低过滤效果。因此，泡沫量过大时，在过滤前最好进行消泡。浮选精煤的浓缩有一定的消泡作用。提高矿浆温度，可以降低矿浆的粘度，减小过滤阻力，提高过滤速度，因而可增加滤饼厚度，降低产品水分。

③过滤介质的性质——理想的过滤介质应具有过滤阻力小、滤液中固体含量少、不易堵塞、易清洗等性质，并具有足够强度。通常，金属丝滤布具有过滤阻力较小、不易堵塞、滤饼容易脱落等优点，但滤液中固体含量较高；尼龙滤布比较耐用，特别是锦纶毯的效果很理想，除耐用外，还具有滤饼容易脱落、产品水分低、滤液中固体含量少等特点，但价格较高。

(三)压滤机

由于真空过滤机是靠负压工作的，压力的上限值受大气压的限制，所以过滤的推动力不大。而压滤机是靠正压力工作的，只要机器允许，其压力可达 1MPa 甚至更高。另外压滤机使用的滤布大都较细，因而滤液的浓度也较低。所以压滤机处理细粘物料比真空过滤机有优势。

1.加压过滤机

加压过滤机是一种新型高效的细粒物料脱水设备。其特点是连续工作、处理量大、产品水分低、电耗低。煤炭科学研究总院唐山分院研制成功的 GPJ60.3 型加压过滤机，已在八一选煤厂投入生产使用。

加压过滤机实际上是将类似于圆盘真空过滤机的设备装入特制的压力容器内，如图 4－7－23 所示。利用压缩空气作为过滤的推动力，在过滤介质两侧产生压差，使物料在过滤盘上形成滤饼，再用瞬时吹风或刮刀把滤饼卸

下。脱水后的滤饼由压力容器内的一台刮板输送机输送到密封排料仓的上仓，上仓装满后自动打开上闸板，将滤饼放入下仓，待上仓闸板关闭后，再将下仓闸板打开将滤讲排出仓外，上下白交替工作。滤液则通过滤液管排出机外。

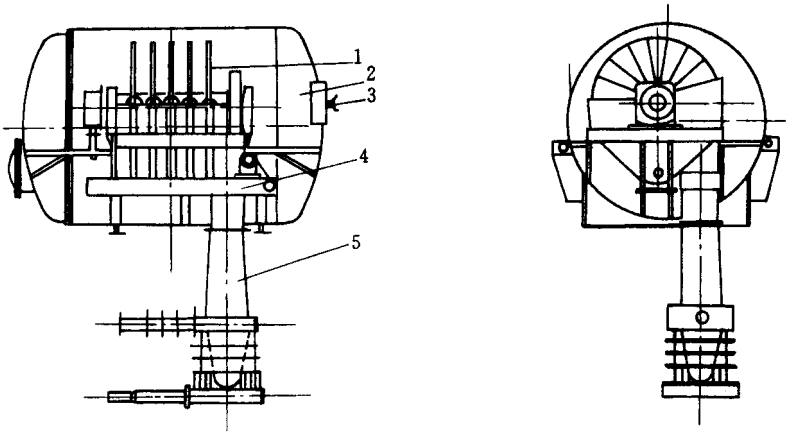


图 4－7－23　GPJ60.3 型加压过滤机

1－过滤机；2－加压仓；3－电控系统；4－刮板输送机；5－密封排料装置

用该加压过滤机处理八一选煤厂的煤泥，入料浓度 150～200 g/L，小于 200 网目的含量在 60%～80%，采用的压力为 0.3MPa，处理能力达 40 t/h，产品水分 19.2%～30.98%，滤液中的固体物含量为 4.8～6.5 g/L。

2.板框式压滤机

板框式压滤机有平板板框压滤机和凹板板框压滤机之分。两者之间的主要差别是滤室的结构不同。我国目前应用的多为凹板板框式压滤机，通常称箱式压滤机。

(1)箱式压滤机的构造

箱式压滤机一般由固定尾板、活动头板、滤板、主梁、液压缸体和滤板移动装置等几部分组成。固定尾板和液压缸体固定在两根平行主梁的两端，活动头板与液压缸体中的活塞杆连接在一起，并可在主梁上滑行。其结构见图 4－7－24。

①滤板——滤板是箱式压滤机的主要部件，其作用是在压滤过程中形成滤饼并排出滤液。滤板的侧视图见图 4－7－25 中的 3，正视图为正方形。滤

板的两侧包裹滤布，中间有一孔眼，供矿浆通过。滤板上面有四槽，滤液可由此排到滤板上的泄液口，泄液口与泄液管相通，泄液管从滤板的侧下部伸出。滤板的材质可为金属或橡胶、塑料等。滤板通过其两侧的侧耳架在主梁上，放置于固定尾板和活动头板之间。

②滤板移动装置——滤板移动装置的作用是移动滤板。在压滤过程开始前，需将所有滤板压紧以形成滤室 在脱水过程结束需要卸饼时，相继逐个拉开滤板。

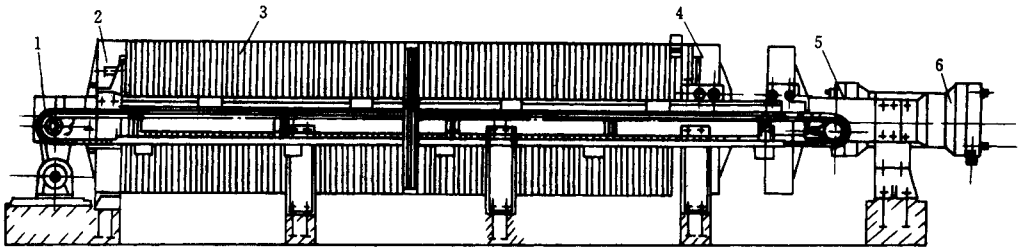


图 4－7－24　XMY340/1500—61 型压滤机结构图

1－滤板移动装置；2－固定尾板；3－滤板；4－活动头板；5－主梁；6－液压系统

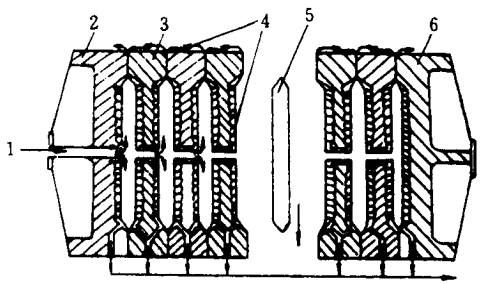


图 4－7－25　压滤机工作原理图

1－矿浆入口；2－固定尾板；3－滤板；

4－滤布；5－滤饼；6－活动头板

③活动头板、固定尾板——活动头板、固定尾板简称头板、尾板。头板与液压油缸体内的活塞杆连接，并通过两侧的滚轮支承在主梁上。因此，头板可以在主梁上滑动。尾板固定在主梁上。尾板上有入料孔，需过滤的矿浆由此给入。头板与尾板配合，将滤板压紧，形成密封的滤室。由于头板的运动，将滤板松开以排卸滤饼。

④液压系统——液压系统用以控制滤板的压紧和松开，由电机、油泵、油

缸、活塞、油箱等组成。油泵常采用高低压并联系统。高压油泵用于提高油压，低压油泵用于提高活动头板的移动速度。

(2)压滤机的工作原理

压滤机的工作原理如图 4－7－25 所示。当压滤机工作时，由于液压油缸的作用，将所有滤板压紧在活动头板和固定尾板之间，使相邻滤板之间构成滤室。矿浆由固定尾板的入料孔以一定压力给入，在所有滤室充满矿浆后，压滤过程开始。矿浆借助给料泵给入矿浆的压力进行固液分离，固体颗粒由于滤布的阻挡留在滤室内，滤液则经滤布沿滤板上的泄水沟排出。经过一段时间以后，滤液不再流出，即完成脱水过程。此时，可停止给料，并通过液压操纵系统调节，将头板退回到原来的位置，滤板移动装置将滤板相继拉开。滤饼依靠自重脱落，并由设在下部的皮带运走。为了防止滤布孔眼堵塞，影响过滤效果，卸饼后滤布需经清洗。至此，完成了整个压滤过程。

(3)压滤机的给料方式

在压滤初期，需要用大量的矿浆，把各滤室充满，因此，最好使用大流量的泵；压滤开始后，需要较大的压力，这时最好使用高扬程的泵。

压滤机的给料方式有单段泵给料、两段泵给料和泵与空气压缩机联合给料三种形式。单段泵给料通常选用流量较大的泵，所以该给料方式适用于过滤性能较好、在较低压力下即可成饼的物料，选煤厂应用颇广。两段泵给料，压滤初期用低扬程、大流量的低压泵给料，经一定阶段再换用高扬程、低流量的高压泵给料，以满足压滤机不同阶段的压力要求。但在每个压滤循环中，中间需要换泵，操作较为麻烦。此外高压泵的磨损也较大，一般选煤厂不愿采用。泵与空气压缩机联合给料，在该系统中，需增加一台空气压缩机和贮料罐，因此，流程复杂，应用面不广。但此供料方式能实现压滤机的自动控制。

(4)压滤机工作影响因素

影响压滤机工作效果的因素主要是矿浆浓度、矿浆中煤泥粒度组成、入料灰分、给料压力等。这些因素变化，可以影响压滤循环的时间、产品水分及处理量等。

①入料压力——入料压力是压滤过程的推动力，入料压力越高，压滤推

动力越大，可降低压滤所需时间，降低滤饼水分，提高压滤机处理量。但入料压力过高，动力消耗增大，设备磨损增加。目前，压滤机的压力一般为 $4.9\times10^5\sim5.9\times10^5$ Pa，最大不超过 9.8×10^5 Pa。

②入料矿浆浓度——提高入料矿浆浓度可以缩短压滤循环的时间，提高压滤机的处理量，但对水分影响不大。从压滤效果看，入料浓度越高越好，最好在 600 g/L 以上，但压滤入料来自耙式浓缩机底流。浓度越高，越容易发生压耙事故。一般在 400～500 g/L 较为合适，但不应低于 300 g/L。

③入料粒度组成——随着一 200 网目级别含量增大，压滤机的处理能力降低，滤饼水分增高。入料粒度较粗时的脱水效果较好，可得到较高的处理量，并可得到水分较低的滤饼。但粒度过粗，煤泥沉降快、流动性差，压滤机的中心给料孔容易堵塞，形成的滤饼也较松散，会影响压滤效果。

压滤机在现阶段仍是处理细、粘物料最有效的设备之一。压滤后的滤饼水分较低，一般在 20%～26% 之间，而且滤液中的固体含量也较低，一般在 0.01～0.1 g/L，基本是清水，不需经其他处理即可返回使用。一个循环的压滤时间与处理的物料性质、泵的型号、压滤机的型号等有关，一般一个压滤循环在 20～120 min。选煤厂常将压滤机作为煤泥厂内回收、洗水闭路循环的把关设备。

3. 隔膜式快速压滤机

该压滤机是针对浮选精煤脱水难而开发的一种新型压滤机，在传统厢式压滤机的结构基础上改进而成。其结构与传统压滤机相似，但压滤工艺不同。该快速压滤机亦适用于浮选尾矿或未浮选过的原煤泥压滤脱水。

(1)快速压滤机结构设计原则

②改进压滤机结构，增加脱水功能。即在压滤机上能同时实现高压流体进料初次过滤脱水、滤饼二次挤压压榨脱水与压缩空气强气流风吹滤饼三次脱水。

②解决好因浮选精矿浓度低(一般 160～250 g/L)且含有大量泡沫，易产生气蚀现象问题，即解决泡沫矿浆的泵压困难问题，降低动力消耗。

③克服传统尾矿压滤机机型大、压滤速度慢所带来的弊端，如单块滤饼体积大，不易破碎，单循环时间长，间断集中装卸导致不易保证总精煤质量均

匀和产生运输事故。要求压滤速度快。

④努力降低精煤水分，提高滤饼脱落效果。

⑤滤液浓度低，可直接进入循环水系统，克服真空过滤机因滤液浓度高，必须返回浮选，导致恶化浮选效果的缺点。

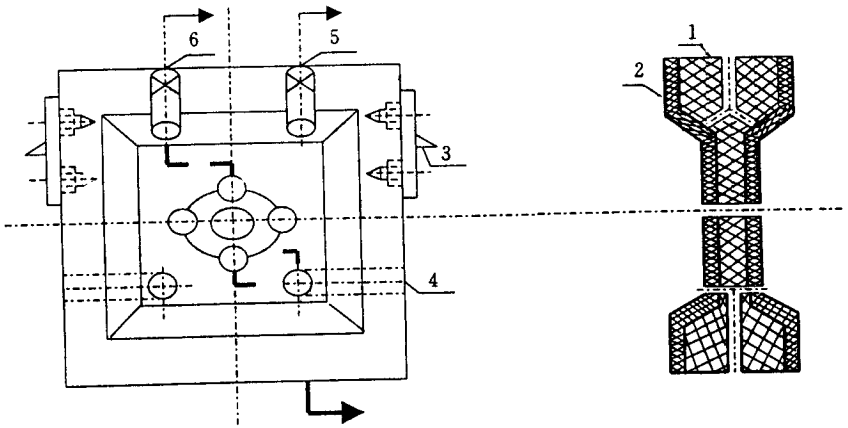


图 4－7－26　精煤压榨板结构示意图

1－滤板；2－压榨隔膜板；3－把手；4－滤液管；5、6－风管

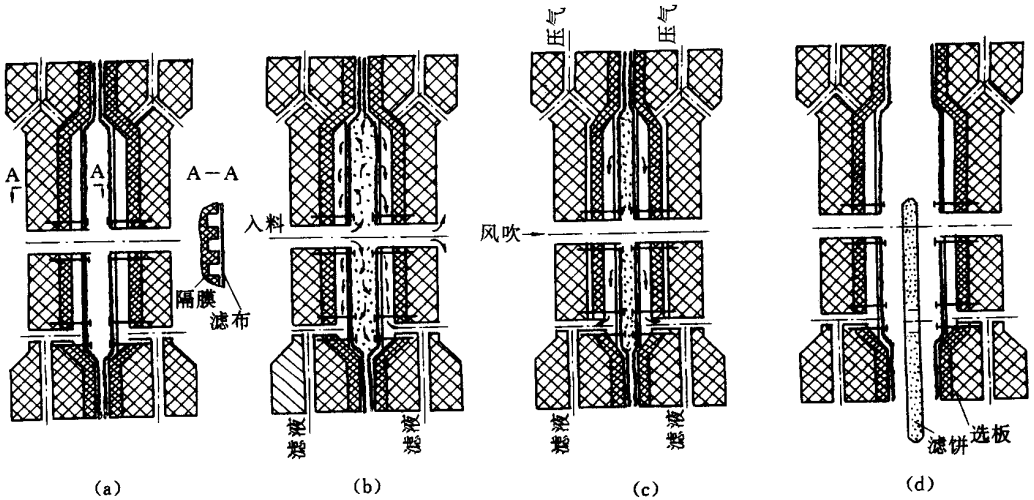


图 4－7－27　快速压滤脱水工作过程原理图

(2)压滤机的主要过滤元件——压榨板

压榨板部件是快速压滤机的关键过滤元件，它由滤板、压榨隔膜板、滤

布、滤液管等组成，如图 4－7－26 所示。其主要特点是在普通压滤板的两侧增加双面橡胶隔膜，同时增加压榨风进风双通道，其工作原理如图 4－7－27 所示。

(3)快速压滤脱水及脱水效果

精煤快速压滤机脱水工艺系统如图 4－7－28 所示。其脱水效果如表 4－7－7 所示。表 4－7－8 为系统阀门动作表。

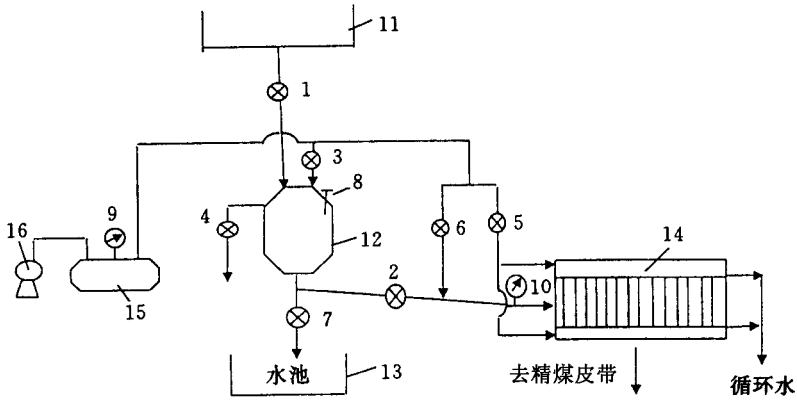


图 4－7－28　精煤压滤机工艺系统图

1、2、4－气动蝶阀；3、5、6－电磁截止阀；7－手动闸阀；8－料位计；9、10－压力表；11－浮选精矿槽；12－料罐；13－水池；14－精煤压滤机；15－风包；16－压风机

表 4－7－7　快速精煤压滤机脱水效果

物料性质	入料浓度 /g·L^{-1}	－200 网目含量/%	滤饼水分 /%	处理能力 /t·h^{-1}	滤液浓度 /g·L^{-1}	吨煤电耗 /(°)
浮选用煤	160～250	51～87.18	22.2～24.5	8～10	<0.3	6.0

表 4－7－8　系统阀门动作表

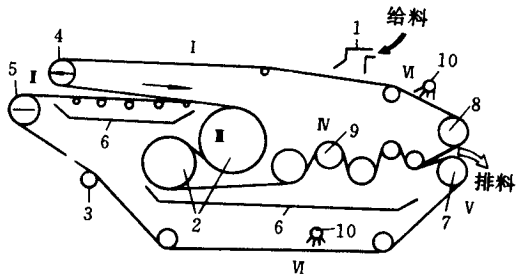
阀号 / 工序	1	2	3	4	5	6
矿浆进罐	+			+		
矿浆进料过滤		+	+			
隔膜挤压					+	
吹风脱液						+
卸　料						
压紧板压紧						

4.带式压滤机

带式压滤机是一种连续工作的脱水设备,其结构简单,操作方便。虽然只有 20 多年的历史,但发展迅速。目前已被广泛用于处理各种污泥、选煤产品、湿法冶金的残渣、管道输送的物料等,并准备用于过滤金属精矿。

(1)带式压滤机的结构

带式压滤机有各种不同的型式,但主要都是由一系列按顺序排列的、直径大小不同的辊轧、两条缠绕在这一系列辊轮上的过滤带以及给料装置、滤布清洗装置、高速调偏装置、张紧装置等部分组成,其基本结构见图 4 – 7 – 29。



I ——重力过滤脱水作业区;
II ——楔形挤压区;
III ——预挤压区;
IV ——挤压区;
V ——卸饼区;
VI ——滤布清洗区

图 4 – 7 – 29　带式压滤机的结构示意图

1 – 头部给料及分配装置;2 – 预压力辊轮;3 – 托轮及调偏装置;

4、5 – 过滤带上、下张力调节辊轮;6 – 滤波承受装置;7 – 卸饼辊轮;

8 – 驱动辊轮及传动系统;9 – 压力区辊轮组(5 个);10 – 滤布清洗装置

带式压滤机的工作区间可以分为重力过滤脱水区、楔形挤压区、预挤压区、挤压区、卸料区及滤布清洗区。

(2)工作原理

带式压滤机是通过物料在两条皮带间运行过程中,受到挤压和剪切作用,并受到重力作用使水分排出的。在脱水过程中,必须借助絮凝剂,使物料首先形成絮团,然后在压滤机挤压作用下,排出水分,絮团形成紧密的滤饼,实现固液分离过程。

一定浓度的矿浆与预先配置的絮凝剂溶液,进行均匀混合,使固体颗粒进行絮凝。絮凝后的物料通过头部给料器均匀地分配在整个带宽上,即Ⅰ区。在该区中,物料进行重力过滤脱水。经重力过滤脱水后的物料,进入两

条皮带之间的楔形区，并连续进入预压力辊轮和其他压力区辊轮组。在此过程中，由于压力辊轮直径不断减小，挤压力不断增加，使滤饼水分不断降低。滤带在辊轮中行进路线为‘S’形，使滤饼在滤带中有一相对位移，有利于滤饼中水分的脱除。最后滤饼经过压力区辊轮组后，在Ⅴ区由于滤带弯曲和滤饼的自重进行卸饼。为了提高滤带的透水能力，再次进入工作区前，用喷水进行清洗。

(3)影响带式压滤机脱水效果的因素

①絮凝剂的种类、用量和添加地点——所用的絮凝剂应能使煤泥形成良好的絮团，尽可能地脱去自由水分，絮团应有一定的强度，在开始挤压时不致从滤带的两侧流出。絮凝作用要彻底，滤液中不应带有微细颗粒。因此，带式压滤机有时要用两种絮凝剂相互配合，保证其良好的脱水效果。絮凝剂种类、用量、添加方法等直接影响脱水效果，因此应由试验确定。

②入料矿浆浓度——入料矿浆浓度越高，带式压滤机的处理能力越大，但应保证矿浆与絮凝剂充分混合。过低的浓度，不仅影响处理能力，还容易造成矿浆从滤带两侧溢出，造成跑料现象。

③滤带速度——随着滤带速度增加，处理能力也增加，但滤带速度增加，相对缩短了物料的脱水时间，使滤饼的水分增加。

④滤带张力——滤带张力越大，则滤饼所受挤压力越大，滤饼水分越低。但过大的张力，会使滤带所受拉力和剪切力增加，影响滤带的使用寿命。

⑤辊轮直径和排列方式——辊轮的直径和排列方式可使滤饼受到的剪切力和挤压作用发生变化。为了得到最好的脱水效果，辊系安排应使滤饼受到的剪切力和挤压作用逐渐增加。从预挤压区到卸料口，其直径由大到小。相邻辊轮直径大小由试验确定。

带式压滤机最大的优点是连续工作，因而单位面积处理能力较高，耗电量低。当絮凝剂选择和使用得当时，产品水分低。此外，它还具有结构简单、操作方便、占地面积小等优点。

因过滤带同时起过滤作用和运输作用，受到的拉力和剪切力均较强，对过滤带的强度要求较高。此外，为避免水分从两侧流出，滤带的滤孔不能过小，因此，对细粒物料絮凝不好时，容易造成滤液中固体含量较高，并影响到

带式压滤机的脱水效果。

带式压滤机工作压力一般为 0.4～0.7 MPa，其脱水效果见表 4－7－9。

表 4－7－9　带式压滤机的脱水效果

物料性质	入料浓度 /g·L^{-1}	－120 网目含量/%	絮凝剂耗量 /g·t^{-1}	处理能力 /t	滤饼厚度 /mm	滤饼水分 /%	滤液浓度 /g·L^{-1}
浮选尾煤	350～700	75～85	100～150	3.5～7	5～15	28～36	10～40

复习思考题

1. 简述各种脱水筛的特点及用途，为什么脱水中广泛采用直线振动筛？

2. 离心脱水机主要有哪几类？简述各类的特点、工作原理及工作的影响因素。

3. 分离因数（离心强度）对脱水有何影响？

4. 简述沉降式离心脱水机和沉降过滤式离心脱水机结构及工作原理。

5. 简述圆盘真空过滤机的结构及其工作原理。

6. 简述其他类型真空过滤机的结构、工作原理及各自的特点。

7. 何为过滤系统？有几种类型？简述各自的工作原理及优缺点。

8. 试分析影响真空过滤机工作的因素。

9. 压滤与过滤有何差别？简述压滤机的基本结构及工作原理。

10. 何为压滤循环，由哪些阶段组成？

11. 简述压滤机的给料方式，并分析压滤机工作的影响因素。

12. 简述加压过滤机和隔膜式快速压滤机的工作原理和特点。

13. 简述带式压滤机的工作原理及影响因素。

第三节　热力干燥

一、概述

湿法选煤的显著特点是选后产品含有较高的水分，虽经机械脱水，但选

后精煤的水分仍然很高。如块精煤经脱水筛脱水、末精煤经离心脱水机脱水后，其水分为 8%～10%；浮选精煤经圆盘真空过滤机脱水后，其水分在 26%～28%之间，有的厂甚至达到 30%。精煤水分高，对产品的质量、产品的运输和贮存都是不利的。研究表明，只有当煤的外在水分低于 5%～6%时，才没有冻结的可能。若超过这个水分，在冬季运输时必须采取防冻措施。选煤厂没有设置干燥工艺之前，曾采用撒锯木屑、生石灰，车箱刷油、涂蜡和添加防冻剂等措施。

随着机械化采煤的比例不断提高，浮选精煤的比例越来越大。这部分精煤粒度细、水分高，因此，仅仅依靠湿煤防冻措施是不行的。为了保证用户对产品水分的要求，便于产品的运输和贮存，必须进行进一步的脱水。

利用热能从物料中除去少量水分的操作称为干燥。在选煤厂，常用的干燥方法是以煤燃烧产生的高温烟气作为热介质，加热精煤，使精煤中水分汽化，达到降低精煤水分的目的。焦化厂所属的选煤厂常采用煤气作燃料。

热烟气干燥精煤有两种方式：一种是热烟气直接与湿精煤接触，称直接干燥，另一种是热烟气与湿精煤不直接接触，而是热烟气通过固体面（器壁）传热给湿精煤，称为间接干燥。前者干燥方式较后者复杂，因为热烟气不仅使精煤受热，而且还带走湿精煤中已汽化的水蒸气，在干燥过程中，传热和传质的现象同时发生。对后者，传热和传质现象可分别考虑。目前，我国选煤厂除山西西曲选煤厂外均采用直接干燥的方法。

选煤厂对精煤的干燥形式大致有末精煤单独干燥、浮选精煤单独干燥、末精煤和浮选精煤混合干燥三种形式。浮选精煤粒度细、水分高、粘性大，单独干燥易结团，影响产品水分脱除。末精煤和浮选精煤混合干燥可解决结团弊端，提高干燥效果。所以，大部分选煤厂均采用末精煤和浮选精煤混合干燥的方式。但是，在末精煤和浮选精煤混合干燥时，人为地加入大量水分为 8%～10%的末精煤，其量与浮选精煤之比为 3∶1～4∶1，使得被干燥精煤数量增加，所需干燥设备增多，增加热量消耗，干燥费用增加。由于末精煤经离心脱水机脱水后，基本可以达到水分要求，所以各选煤厂都不对末精煤进行单独干燥。

干燥作业是选煤厂产品脱水作业中最后一道工序，其目的是进一步降低

精煤的含水量，满足用户和运输的要求。但是，在干燥过程中要消耗大量的热能，因而，热力干燥是一种昂贵的脱水方法，排除水量越多，热量的消耗就越大，干燥费用也就越高。目前，只有东北、西北和华北等寒冷地区的选煤厂采用热力干燥。除吕家陆选煤厂、范各庄选煤厂由于精煤出口采取常年干燥外，其他选煤厂只在冬季干燥，干燥期大约 4～5 个月。

二、干燥过程

（一）干燥的基本原理

干燥过程的本质是被除去的水分从固相转移到气相中，固相为被干燥物料，气相为干燥介质。干燥过程得以实现的条件是水分在物料表面的蒸气压必须超过干燥介质（如高温烟气）中的蒸气压，物料表面水分才能汽化，由于表面水分的不断汽化，物料内部的水分方能继续向表面移动。水的汽化需要热量，要进行热量的传递。热量的传递是由物体内部或物体之间的温度不同引起的，根据热力学第二定律，当无外功输入时，热量总是自动地从温度较高的物体转移至温度较低的物体。

传热的基本方式有四种：对流、传导、辐射和高频。

对流是流体各部分质点发生相对位移而引起的热量传递过程。在精煤干燥中，当高温烟气流过被干燥物料时，热能由流体传到湿物料表面，使被干燥的物料温度升高，该过程称为对流传热。

传导是热量从物体中温度较高的部分传递到温度较低的部分或者传递到与之接触的温度较低的另一物体的过程。精煤颗粒受高温烟气包围，热量从颗粒表面逐渐传递到颗粒内部，使整个颗粒温度升高。

辐射是物体因各种原因发出辐射能，其中因热而发出辐射能的过程称为热辐射。常以电磁波的形式发射并向空间传播。当遇到另一物体时，一部分被反射，一部分被吸收，而另一部分则穿透物体。被吸收部分重新又转变为热能。在火床炉燃料燃烧过程中，当含有一定水分的新燃料直接加到炽热的火床时，除受下面炽热火床的加热外，还受到炉膛内高温火焰和炉墙的辐射热作用，温度很快升高，立即进入燃烧的热力准备阶段，这一过程称为辐射传热。

高频是当电解质物料放在高频(约 10 MHz)振荡电场中时,电能在潮湿的电解质中转变为热能的过程。由于介电加热发生在整个物料的内部,干燥的物料相当均匀。但高频设备中产生的能量较为昂贵,该方法很少用于实际生产。

在选煤厂的实际干燥过程中,对流、传导和辐射三种传热方式很少单独存在,通常都是相互伴随着同时出现。

(二)干燥速度

在干燥过程中,当干燥介质的蒸气压低于煤粒表面水分的蒸气压时,由于压差的影响,水分由煤粒汽化而进入介质。所以,煤粒在干燥过程中,水分的降低包括物料中水分向表面扩散和表面水分汽化两个过程。我们用干燥速度表示物料中水分汽化的快慢。

干燥速度即单位时间内在单位干燥面积上被干燥精煤所能汽化的水分质量。其表达式为:

$$\upsilon = \frac{\mathrm{d}W}{A\,\mathrm{d}t} \tag{4-7-13}$$

式中　υ——干燥速度,kg/(min·m^2);

W——被干燥精煤脱除的水分质量,kg;

A——被干燥精煤总的干燥表面积,m^2;

t——干燥时间,min。

干燥速度不仅取决于高温烟气的性质和操作条件,同时还取决于物料所含水分的性质。

当物料与一定温度及湿度的干燥介质接触时,势必会放出水分或吸收水分,并达到一定的值。在干燥介质状态不变的情况下,物料中的水分总是维持该定值,此定值称为该物料在一定干燥介质状况下的平衡水分。

平衡水分代表物料在一定干燥介质状态下可以干燥的限度。只有物料中超出平衡水分的那部分,才有可能在干燥过程中被脱除。该部分水分称为自由水分。物料所含总水分是由自由水分和平衡水分所组成的。

由图 4-7-30 可知,如某湿物料在相对湿度为 60%的干燥介质中进行干燥时,物料的最低含水量由点 A 表示,即平衡水为 10.5%。在此烟气状况

下，只能脱除物料中大于 10.5% 的那部分水分。

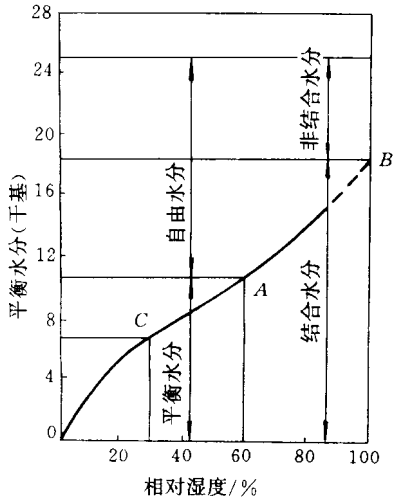


图 4－7－30　水分的分类

(三)干燥过程

干燥速度决定干燥时间的长短，并直接决定了干燥机处理能力的大小。干燥速度越大，所需干燥时间越短，干燥机的处理能力也就越大。

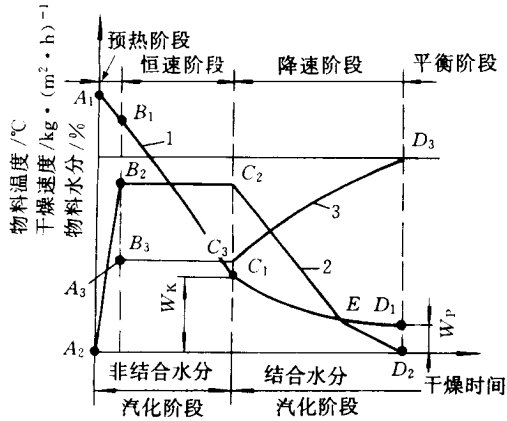


图 4－7－31　物料含水量、干燥速度、物料温度与时间变化关系曲线

1－物料含水量曲线；2－干燥速度曲线；3－物料温度曲线

随着干燥时间的增加，精煤中的平均含水量不断减少。精煤平均含水量与干燥时间的关系曲线，称为干燥曲线。根据精煤含水量随时间的变化值，

可求得干燥速度。干燥速度和干燥时间的关系曲线，称干燥速度曲线，如图4－7－31所示。

在干燥过程中，若将含水率超过平衡水分的湿物料与未饱和的热烟气接触，则水分逐渐汽化并通过表面上的气膜扩散至烟气中，烟气则不断将热量传给物料以供给水分汽化所需的潜热，并逐渐把汽化了的水分带走。表面上的水分汽化后，内部水分即向表面移动，使物料中水分慢慢地减少、因此，干燥速度不仅与干燥介质有关，也与物料本身因失水而引起的变化有关。下面讨论在干燥介质的湿度、温度、速度以及与物料接触的状况均不变的情况下，即恒定干燥条件下的干燥过程。

在恒定干燥条件下，依据干燥速度的变化，干燥过程可分为预热阶段、恒速阶段、降速阶段和平衡阶段。

1.预热阶段

设完全湿透且水分分布均匀的湿精煤，原来的温度为 A_3。当与烟气接触时，热烟气首先将热量传给湿精煤，使精煤和所带水的温度升高，精煤温度由 A_3 升到 B_3，由于受热，水分开始汽化，干燥速度由零（A_2）增加到最大值 B_2。精煤的水分则因汽化而减少，由 A_1 降到 B_1。此阶段汽化水量仅占全过程的5%左右，其特点是干燥速度由零升到最大值，热量主要消耗在精煤加温和少量水分汽化上。因此，水分降低很少。

2.恒速阶段

干燥速度达最大值后，由于煤粒表面水分蒸气压大于该温度下热烟气的蒸气压，水分从煤粒表面汽化并进入热烟气。煤粒内部的水分不断向表面扩散，使其保持湿润状态。只要煤粒表面均有水分时，汽化速度可保持不变，故称恒速阶段。该阶段的特点是干燥速度达最大值并保持不变，B_2C_2 平行于横坐标 精煤的含水量迅速下降 如果热烟气传给湿精煤的热量等于煤粒表面水分汽化所需热量，则煤粒表面湿度保持不变，B_3C_3 也平行于横坐标。该阶段汽化水量占整个干燥过程的80%左右，是主要的干燥脱水阶段。预热阶段和恒速阶段脱除的是非结合水分，即自由水和部分毛细管水。恒速阶段结束时的精煤含水量 C_1 称为第一临界含水量，常简称为临界含水量，以 W_K 表示。

3.降速阶段

达到临界含水量以后,随着干燥时间的延长,水分由煤粒内部向表面扩散的速度降低,并低于表面水分汽化的速度,干燥速度也随之下降,称为降速阶段。在降速阶段中,根据水分汽化方式的不同又分为两个阶段,即部分表面汽化阶段和内部汽化阶段。

①部分表面汽化阶段——进入降速阶段以后由于内部水分向表面的扩散速度小于表面水分汽化的速度,使煤粒表面出现干燥部分,但水分仍从煤粒表面汽化,故称部分表面汽化阶段。这一阶段的特点是干燥速度均匀下降,由 C_2 降到 E,且潮湿的表面逐渐减少,干燥部分越来越多,由于汽化水量降低,需要的汽化热减少,使煤粒温度升高。

②内部汽化阶段——随煤粒表面干燥部分增加,温度越来越高,热量向内部传递,使蒸发面向内部移动,水分在煤粒内部汽化成水蒸气后再向表面扩散流动,直到煤粒中所含水分与热烟气的湿度平衡时为止,称内部汽化阶段。这一阶段的特点是,煤粒含水量越来越少,水分流动阻力增加,干燥速度甚低,煤粒温度继续升高。

4.平衡阶段

当煤粒中水分达到平衡水分 W_P 时,煤粒中水分不再向热烟气汽化,干燥速度等于零,故称平衡阶段。

精煤的实际干燥过程不可能达到平衡水分状态,所以它只包括预热阶段、恒速阶段和部分降速阶段。

三、干燥机

干燥机是干燥脱水作业中的主要设备,其类型很多。如按干燥介质的种类进行分类的有空气、热烟气和红外线干燥机等;以操作方法分类,有间歇的和连续的;以气体与物料运动方向不同分类,有顺流式、逆流式和复流式;按气体与物料间传热情况分类,有直接传热、间接传热式。也可以根据干燥机形状及物料运行情况分为膛式、管式、滚筒式、井筒式、沸腾床层式、螺旋式和振动式等。

目前,国内选煤厂所使用的干燥机有滚筒式干燥机、管式干燥机、井筒式

干燥机、沸腾床层式干燥机和螺旋式干燥机等。

(一)滚筒式干燥机

滚筒式干燥机是应用较多的一种干燥机。滚筒式干燥机适于处理细粒但不过分粘结的物料,既可混合干燥末精煤和浮选精煤,也可单独干燥浮选精煤。多用于干燥水分较高、0～13mm 级中细粒含量较多的湿精煤。滚筒式干燥机具有生产率高、操作方便、运行可靠、电耗低等优点。缺点是汽化强度小、钢材消耗大、干燥时间长、占地面积大。

根据干燥介质与物料运动方向的不同,滚筒式干燥机可分为顺流式(干燥介质与湿精煤运动方向相同)和逆流式(干燥介质和湿精煤运动方向相反)两种。选煤厂多采用直接传热顺流式滚筒式干燥机。

1.滚筒式干燥机的构造

滚筒式干燥机由滚筒、挡轮、托轮、传动装置和密封装置组成,滚筒式干燥机的结构如图 4－7－32 所示。

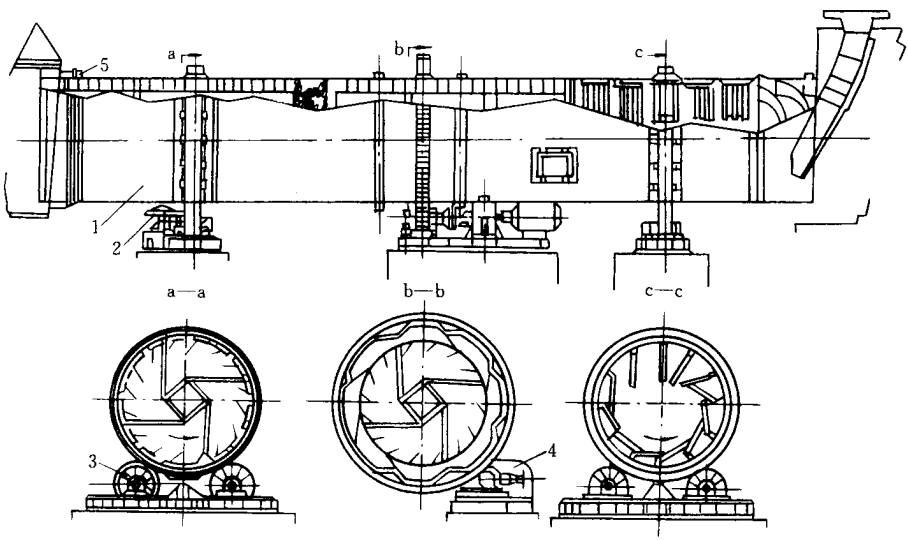


图 4－7－32　滚筒式干燥机

1－滚筒;2－挡轮;3－托轮;4－传动装置;5－密封装置

托轮是滚筒的支承装置,前端两个,后端两个,支承着轮箍。托轮的作用是:①支承滚筒,整个滚筒和滚筒内物料的重量全部压在 4 个托轮上,并在托轮上转动。②调整滚筒倾角,滚筒每端两个托轮在横向上可以移动,通过改

变两端托轮间距离，调整滚筒倾角。③防止滚筒轴向移动，在安装托轮时，有意使两托轮轴线不平行，当滚筒在托轮上转动时产生轴向推力，防止滚筒向下移动。

滚筒是倾斜安装的，一般为 1°～5°，为了防止滚筒沿轴向向下移动，在轮箍侧面装有挡轮。

滚筒是在传动装置带动下转动的，转速一般为 2～6 r/min。传动装置包括电动机、减速机、小齿轮和大齿圈。

由于滚筒式干燥机是在负压下工作的，为了防止漏风，在滚筒两端与给料箱和排料箱连接部位，都装有密封装置。密封装置的形式很多，常见的有摩擦式、迷宫式及罩式三种。

滚筒是滚筒式干燥机的主体，长度与直径之比一般为 4∶1～8∶1，通常用 8～14 mm 厚的钢板制造，外面装有两轮箍。滚筒内部装有输送松散物料的装置。以 NXG 型 ϕ2.4m × 14m 滚筒式干燥机为例，其内部沿轴向分为 6 个区，各区输送和松散物料的装置不同。一区为大倾角导料板，二区为倾斜导料板，三区为活动南条式翼板，四区为带有清扫装置的圆弧形扬料板，五区为带有清扫装置的圆弧形篦条式扬料板，六区为无扬料板区。如图 4－7－33 所承。

2.干燥过程

当干燥物料进入干燥机一区时，随滚筒的转动，并借助大倾角导料板将物料迅速导至倾斜导料板上，被提起并逐渐洒落形成“料幕”，高温烟气从中穿过使物料预热并蒸发部分水分。反复数次后，移动到活动篦条式翼板上，物料又与经预热过的篦条式翼板夹杂在一起，吸收其热量，同时翼板夹带物料一同升起、洒落，并与热烟气形成传导及对流质热传递。当物料移动到带有清扫装置的圆弧形扬料板上时，链条将在上部空间接受的热量传给物料，物料随滚筒的转动被扬料板提起、洒落与热烟气进行较充分的质热传递，并将扬料板内外壁粘附的物料清扫下来。同时，清扫装置对物料四球亦起破碎作用，大大增加了热交换面积，提高了干燥速率。当物料移动到带有清扫装置的圆弧形篦条式扬料板时，物料在干燥机内仍按四区的运动规律进行质热传递，但此区物料呈现两种状态：一种是千后呈粉状物料，随滚筒的转动并从

篦条的间隙漏下；一种是湿的团球留在扬料板圆环内，随滚筒的转动逐渐被破碎，使其中水分蒸发，最终被干燥。当物料移动到六区，已变成低水分松散状态，为减少扬尘，减轻除尘系统的负荷，在距筒体末端约 1m 左右的范围不设扬料板。干燥后物料滚动滑行到排料箱，完成整个干燥过程。

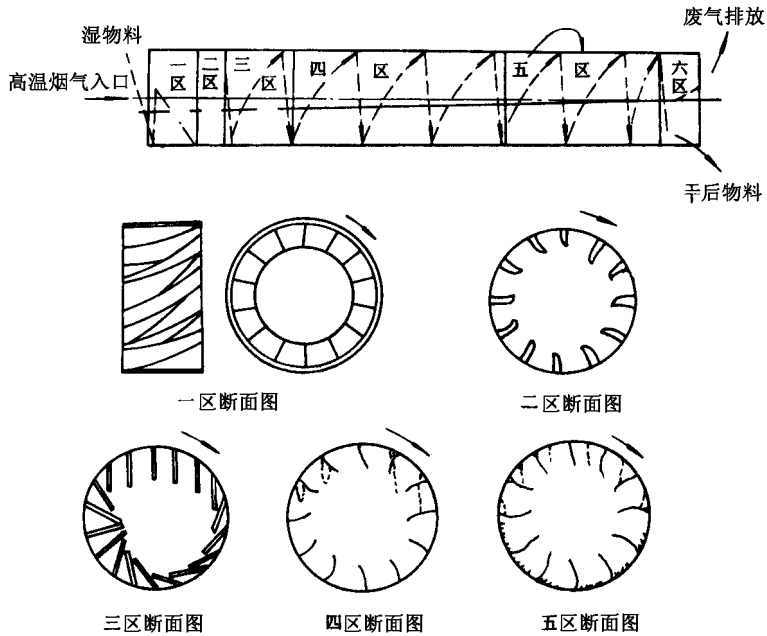


图 4－7－33　NXG 型 φ2.4m×14m 滚筒式干燥机内部结构图

3.工作原理

直接传热顺流式滚筒式干燥机的工作原理是：物料和由燃烧炉送来的 700～800℃高温烟气，同方向进入干燥机，物料由扬料板提起并洒落，两者直接接触，将热量传递给湿物料，使湿物料所带水分汽化，并随废气排走。干燥后的物料，由干燥机下端排料箱排出。

直接传热顺流式滚筒式干燥机适用于潮湿物料能经受强烈干燥，或被干燥物料对高温敏感，干燥后物料吸湿性小等情况。由于给入的湿物料与温度高而含湿量最低的干燥介质在进口端接触，故干燥初期干燥推动力较大，以后随物料的湿度降低，干燥介质的温度也降低，故适宜于最终含水量（即干燥程度）要求不高的物料。排出的物料温度较低，便于运输。

在直接传热逆流式滚筒式干燥机中，物料与干燥介质运动方向相反，干

燥推动力在整个干燥过程中较均匀，适宜于对物料干燥要求较高，而物料对高温不敏感者。从产生粉尘的角度看，顺流式干燥介质与干燥后物料一起离开滚筒，因而细粒物料易被气流带走，而逆流式干燥介质排出时与湿物料相接触，干燥介质被滤清，气流中含尘量较少。

（二）管式干燥机

管式干燥机是利用高温高速烟气使精煤在悬浮状态下进行干燥的一种设备，尤其适于处理密度小的细粒物料，可处理 0～0.5mm 粒级含量不超过 40%的 0～13mm 的湿精煤。由于干燥机中精煤和热烟气接触面大，所以干燥速度快。管式干燥机的优点是占地面积小、设备投资少、单位容积汽化水量大、精煤在干燥机内停留时间短、干燥机结构简单、制造容易、检修方便和钢材消耗低等。缺点是热效率低、电耗大、管壁磨损大、干燥成本高、要求厂房建得较高、干燥后精煤增灰较大、控制复杂、产生煤尘较多，并由于高温烟气对湿精煤的急剧加热作用，致使粗粒煤受热不均匀而破碎，具有一定的粉碎作用。目前，仅有双鸭山选煤厂采用管式干燥机。

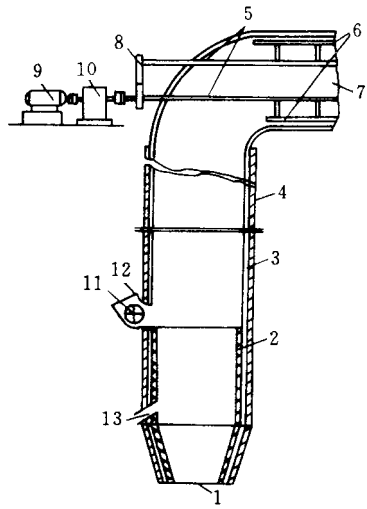


图 4－7－34　管式干燥机的构造

1－大块物料出口；2－耐火层；3－钢管；4－保温层；5－螺旋轴；6－螺旋叶片；7－废气及干后物料出口；8－传动皮带轮；9－电动机；10－减速器；11－散煤器；12－湿精煤入口；13－热烟气入口

1. 管式干燥机的构造

管式干燥机的构造包括干燥管、散煤器和清扫器三部分，如图 4－7－34 所示。

干燥管为一直立的大金属管，由钢板卷制而成，可分为若干段，借法兰盘联接或焊接。通常干燥管直径为 700～1000mm，长 15～25m。干燥管直径和长度取决于生产量和产品水分的要求。生产量越大，干燥管直径就越大；干燥后产品水分越低，其干燥管就应越长。

干燥管的结构可分为三部分，由干燥管底部到湿精煤入口处约 5～6m 为一段，热烟气由此段进入，所以管内衬耐火层，大块物料和浮选精煤四球出口在管子的底部；由湿精煤入口到上部弯管处的直管段为干燥段，为防止热量损失和烫伤工作人员，在管外表面包有石棉或其他隔热材料的保温层 4；上部弯管为一段，可改变气流方向，将干燥后精煤和废气送入除尘器。

为防止精煤在弯管处沉积，引起燃烧和爆炸，螺旋清扫器可将沉积在弯管处的积煤送入除尘器。螺旋清扫器由螺旋轴、螺旋叶片和传动装置构成。传动装置包括电动机、减速机、传动皮带轮和三角带。两个皮带轮直径相等，故两螺旋转速相同。

散煤器的作用是将湿精煤均匀地送入干燥管，其构造和工作原理见下一节辅助设备。

2.工作原理

由燃烧炉产生的高温热烟气从干燥管下部给入，并在干燥管内以 25～35m/s 的速度自下而上流动，需干燥的湿精煤经星形给料机、散煤器均匀送入干燥管。在干燥管内，高温高速的烟气使进入干燥管的湿精煤呈悬浮状态，并沿干燥管上升。湿精煤和热烟气在上升中直接广泛地接触，传递热量，使水分汽化得到干燥，干燥后的精煤、汽化的水蒸气和废气一起排出并进入除尘器。在干燥管中，细粒度精煤由于质量轻，以接近烟气的速度上升；粒度较粗的精煤，由于质量较大，上升的速度小于烟气的速度，在干燥管内停留时间较长，恰好符合干燥的要求；个别大粒度颗粒和大块浮选精煤团球不能被烟气举起，落在干燥管下部溜槽中，经不透气闸门排出。产品的水分是上升的和下降的两部分物料的平均水分。为了使进入干燥机的湿精煤都能处于悬浮状态，得到干燥的物料随废气排走，要求烟气速度不能低于 25～35m/s，

而精煤粒度不能大于 10 ~ 15mm。

(一)井筒式干燥机

井筒式干燥机也称洒落式干燥机,或称竖井式干燥机,是一种逆流直接传热式干燥设备。目前我国使用的井筒式干燥机都是 SK—25 型干燥机,这种干燥机是 20 世纪 60 年代由波兰进口的。井筒式干燥机可以进行末精煤和浮选精煤的混合干燥,也可以进行浮选精煤的单独干燥。井筒式干燥机的优点是热烟气温度低,占空间小。缺点是热效率低,处理量小,在单独干燥浮选精煤时产品水分高。

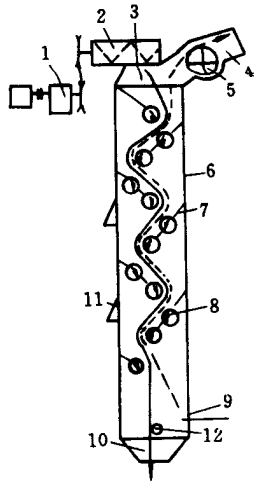


图 4 – 7 – 35　井筒式干燥机

1 – 螺旋传装置;2 – 多螺旋喂煤机;3 – 筒头;4 – 废气出口;5 – 清扫器;
6 – 筒体;7 – 挡板;8 – 滚轮;9 – 热烟气入口;10 – 溜槽;11 – 安全阀;12 – 灭火蒸气管

1.井筒式干燥机的构造

井筒式干燥机的结构主要由多螺旋喂煤机、筒头、筒体、溜槽、滚轮、挡板、清扫器等部分组成。SK—25 型干燥机的构造如图 4 – 7 – 35 所示。

筒体 6 呈矩形截面,是井筒式干燥机的主要部分,由金属制造,内衬耐火材料,在每一层的壁板上均有两个方孔,供清扫筒体内部用,孔上装有安全阀 11,当干燥机内由于精煤燃烧引起压力过大时,安全阀自动打开。筒体两侧各有 12 个安装孔,供安装滚轮用。筒体内装有 12 个铸铁滚轮 8,直径为 330mm,长 3100mm,通过滚动轴承装在筒体上,为防止轴承受热润滑不好,轴

承座安装在筒体外面。滚轮传动装置(图中未画出)由电动机、减速机、链轮和传动链条组成,传动链条由上而下带动滚轮旋转。原设计滚轮的表面光滑,在干燥浮选精煤时,往往因为入料水分高、粘度大,在干燥机中打团呈球状,缩小了蒸发面积,影响汽化水量及干燥效果,同时,亦容易发生堵塞,引起燃烧以至爆炸。因此现场做了改进,安装了打散装置——松散轮,即将下数第 3 和第 7 个滚轮改为外形尺寸相同、带有松散齿的松散轮。松散轮可将粘结的煤球或煤饼打散成 10mm 左右的小颗粒,扩大了汽化面积,提高汽化水量、干燥效果和干燥热效率。

筒头 3 为锥形结构,上面支承有多螺旋喂煤机 2。多螺旋喂煤机共有 8 个螺杆,在螺旋传动装置 1 带动下旋转。螺旋传动装置包括电动机、减速机链轮和传动链条。为了使湿精煤均匀地给入干燥机,多螺旋喂煤机沿筒全宽给料。筒头上还装有滚筒清扫器 5,防止引风机将大量煤粉抽出和防止在烟气变向处积煤而引起燃烧。

2.工作原理

湿精煤经多螺旋喂煤机由筒头给入干燥机,先落到第一个滚轮上,由滚轮旋转,再将湿精煤洒到下一个滚轮上。在挡扳 7 和滚轮 8 的作用下,煤流的运动方向如图 4 – 7 – 35 中实线箭头所示。热烟气由烟气入口进入干燥机,同样在挡板和滚轮的作用下,由下而上与煤流相反方向运动,如图 4 – 7 – 35 中虚线箭头所示。由于热烟气和湿精煤直接接触,将热量传递给湿精煤,使温精煤中水分汽化。汽化的水蒸气由烟气出口排出,干燥后精煤由溜槽下端排料口排出。

(四)沸腾床层式干燥机

沸腾床层式干燥机是一种新型的干燥设备,它适用于末精煤和浮选精煤混合干燥,该机的特点是:热效率高,小时汽化水量大,单台处理能力大,设备布置紧凑,占地面积小,操作人员少。缺点是:以精煤和油作燃料,浪费资源,不能单独干燥浮选精煤,干燥机结构复杂。

1.沸腾床层式干燥机的构造

沸腾床层式干燥机的燃烧室和干燥室为一体结构,麦克纳利沸腾床层式干燥机的构造如图 4 – 7 – 36 所示。

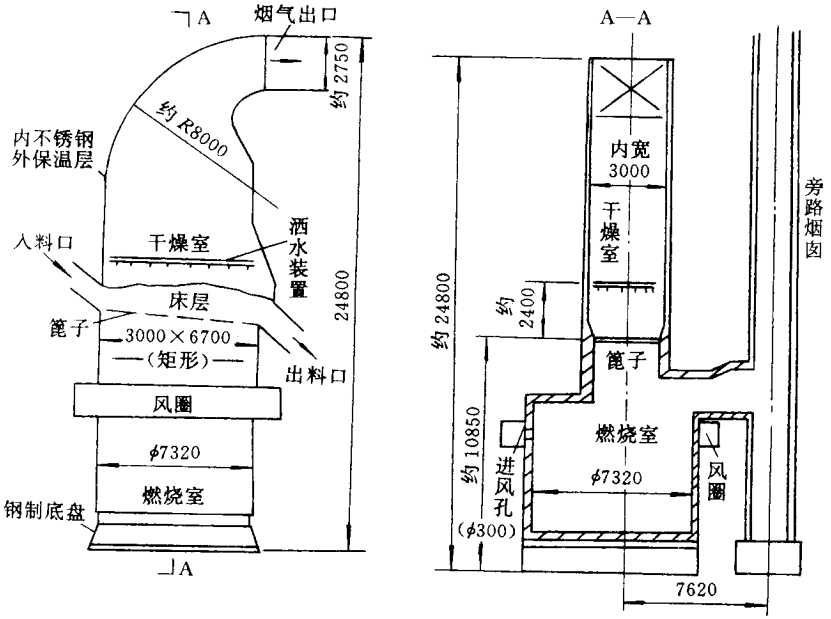


图 4－7－36　麦克纳利沸腾床层式干燥机结构示意图

燃烧室为一圆筒形结构，其外围用 9mm 不锈钢板围焊而成，内衬耐火砖砌成的耐火墙，钢板和耐火墙之间填有耐火泥。燃烧室底部铺有耐火砖和隔热耐火衬，底座为钢制底盘。燃烧室下部侧面有清理孔，中间有连接鼓风机的风圈，其上分布有进风孔，使风均匀地进入燃烧室以促进燃料充分燃烧和调节炉膛温度。

干燥室是沸腾床层式干燥机的主要组成部分，干燥室的床层为一矩形平面，与燃烧室的分界处为篦子，留条直径 22mm，缝隙在 2～2.5mm 之间，开孔率为 7%。篦条入料端比出料端略高，其角度为 2.5°。干燥室上部设有洒水装置，其作用是降温灭火。在干燥过程中，如果参数失调，床层温度突然升高，甚至引起火灾，或燃烧室温度超过 530℃以上时，自控装置即动作，停车洒水降温灭火。

在干燥机的一侧设置了旁路烟囱，其顶部装有盖板，用气缸控制开闭。

旁路烟囱的作用是：①干燥过程中床层着火或燃烧室温度超过 530℃时，烟囱顶部盖板通过自控打开，放空烟气降温冷却；②正常停车时，烟囱盖板亦打开，使烟气短路散热冷却；③开车前，也要打开烟囱盖板，并开动引风

机造成负压,净化干燥系统;④正常开车时,烟囱盖板是关闭的,保持干燥系统完全密封。

2.工作原理

干燥后精煤的一小部分经粉碎机粉碎到小于 50 网目,与预热到 80℃的空气按质量比为 1∶1 混合,被喷射器喷入燃烧室充分燃烧,产生的高温烟气以 150m/s 的速度通过篦子进入干燥室。湿精煤经给料机由入料口进入干燥室后,沿篦子坡度被高温高速烟气吹起呈沸腾状态(跳跃、流动),固体颗粒被高温烟气所包围,进行质热交换,由于干燥介质的蒸气压力低于煤粒表面水分的蒸气压力,湿精煤中水分不断汽化,转移到周围介质中,并被废气带走,从而降低了精煤的水分。经干燥后的精煤由排料口排出,废气、汽化的水蒸气和部分小于 1.2mm 的精煤从干燥机上部废气出口进入除尘器回收。

四、辅助设备

为了实现物料的干燥脱水,除干燥机外,还需要一系列辅助设备,包括燃烧炉、鼓风机、除尘器、引风机、给料机和排料机等。其中除尘器将在下一章介绍,这里主要介绍其余几种辅助设备。

(一)燃烧炉

燃烧炉是使燃料充分燃烧产生高温烟气的设备。根据燃料不同,将燃烧炉分为燃煤炉、燃油炉、燃气炉。在燃煤炉中,按燃烧方法的不同,可分为火床炉、煤粉炉、旋风炉、沸腾炉等。在选煤厂热力干燥中,除沸腾床层式干燥机外,大部分使用火床炉。火床炉内具有金属格栅——炉排,燃料在于格栅上,形成均匀的、有一定厚度的燃料层,因此,也称层燃炉。按照燃料展相对于炉排的运动方式,火床炉可分为三种:燃料展不移动的固定炉排炉;燃料层沿炉排移动的倾斜推饲炉及振动炉排炉;燃料层随炉排一起运动的链条炉排炉。

1.火床炉的基本构造

火床炉的基本构造如图 4-7-37 示。炉墙内层砌耐火砖,外层砌红砖,中间填有隔热材料,为了提高炉墙的强度,在外墙外部有金属型钢围成的框架,前炉墙上有炉门和检查孔。炉顶砌成拱形,既可提高炉体强度,又可合理

的反射热量,改善燃烧状态。由于一次鼓风是由炉排下进入燃烧室的,所以灰仓需密闭。降尘室利用惯性分离和重力沉降原理,将高温烟气中夹带的粗粒烟尘沉积下来,以免进入干燥机增加精煤灰分。

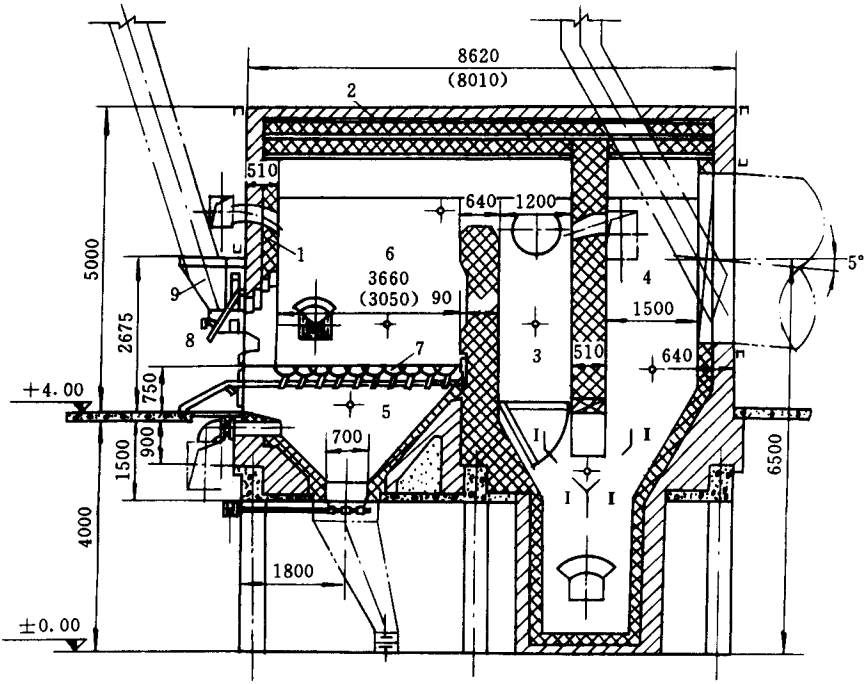


图 4－7－37　燃烧炉

1－炉排；2－炉顶；3－降尘室；4－给料箱；5－灰仓；
6－燃烧炉；7－炉排；8－抛煤机；9－煤斗

2.炉排

炉排是火床炉的重要工作部件,用铸铁铸造。炉排的作用是:支承燃烧层,通过炉排进行一次鼓风,使燃料层在炉排上充分燃烧,燃烧后生成的炉渣也通过炉排清除。为了支承燃烧层,且炉排是在高温下工作的,故炉排要有一定的强度。为了进行一次鼓风,炉排应有一定孔隙,通过给风可冷却炉排,改善炉排工作条件。

根据炉排的运动方式,可分为以下两种结构。

①翻转炉排——翻转炉排构造如图 4－7－38 所示,一般由两组炉排组成,每组炉排有单独的连杆传动机构,可以带动炉排,使炉排片由水平位置翻

转至直立，炉渣从直立的炉排片之间排出。翻转炉排的燃烧和排灰是间歇进行的，由两组炉排交替工作。

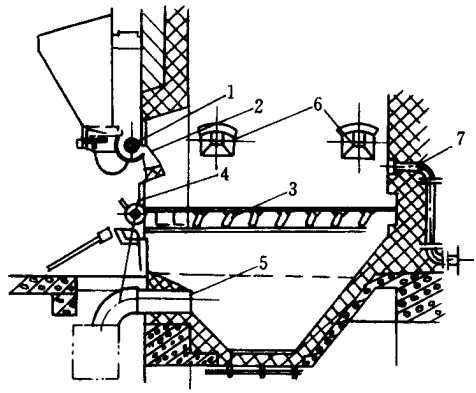


图 4－7－38　翻转炉排

1－抛煤机；2－播媒风口；3－翻转炉排；4－炉门；5－进风口；6－看火门；7－飞灰回收复燃装置

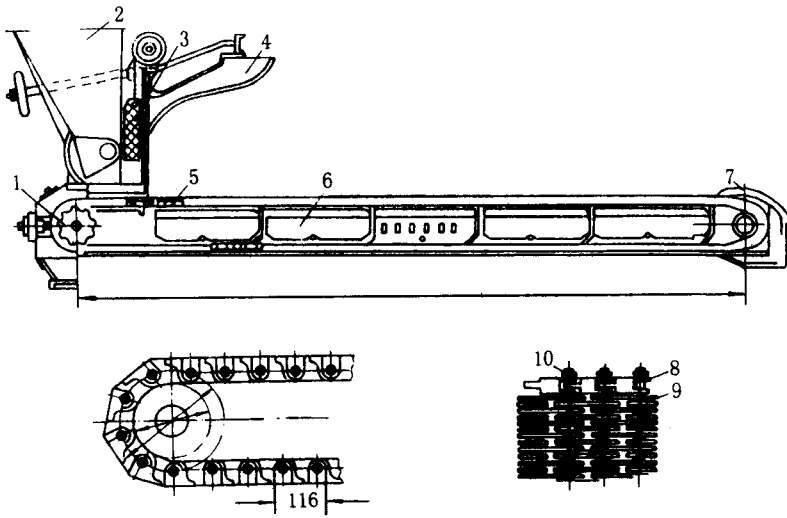


图 4－7－39　链条炉排

1－链轮；2－煤斗；3－闸门；4－前拱吊转架；5－链条炉排；6－隔风板；7－老鹰铁；8－主动链环；9－炉排片；10－圆钢拉杆

②链条炉排——链条炉排片的形状似链节，整个炉排由许多个键节串联而成，形成一个宽阔的环形链带，并绕在前后轴的链轮上，如图 4－7－39 所示。整个炉排在传动装置带动下移动。像一个运输机，燃料在炉排上边燃烧

边随炉排移动，经完全燃烧后就移动到炉排末端，并从末端排除。

除以上两种结构外，还有振动炉排和倾斜炉排。

3.抛煤机

抛煤机是将燃料均匀地抛进燃烧室形成燃烧层的设备，按工作原理的不同可分为机械抛煤机、风力抛煤机和风力机械抛煤机三种，其工作原理如图4－7－40所示。

机械抛煤机：用旋转的叶片〔图4－7－40(a)〕或摆动刮板〔图4－7－40(b)〕抛散燃料，租粒抛在炉排长度方向的远处，细粒落于近处；风力抛煤机：用气流播散燃料〔图4－7－11(c)〕，其粒度分布情况与机械抛煤机相反，粗粒落于炉排前端，细粒落于炉排后端；风力机械抛煤机：兼顾了风力、机械两种抛煤机的特点〔图4－7－40(d)〕，燃料在火床上粒度分布相对比较均匀。

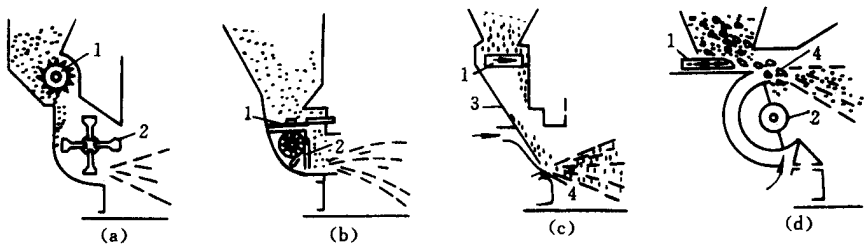


图4－7－40　抛煤机工作原理示意图

(a)、(b)机械抛煤机；(c)风力抛煤机；(d)风力机械抛煤机

1－给煤装置；2－击煤机构；3－倾斜板；4－风力播煤装置

(二)给料机和排料机

给料机和排料机是湿精煤和干燥后产品进出干燥机的控制设备。给料机作用有两个：其一，将湿精煤均匀地给入干燥机，并控制精煤的给料量；其二，起封闭作用，防止冷空气由入料端进入干燥机，以封闭为主。排料机作用也有两个：其一，将干燥后产品给入下一道工序；其二，起封闭作用，防止冷空气从排料端进入干燥机，也是以封闭为主。因为干燥机是在负压下工作的，干燥机内热烟气的压力略小于大气压力，由于给料机和排料机在干燥机两端起封闭作用，可以防止外部冷空气进入干燥机降低干燥温度，从而减少热量损失，保证产品水分。

1.给料机

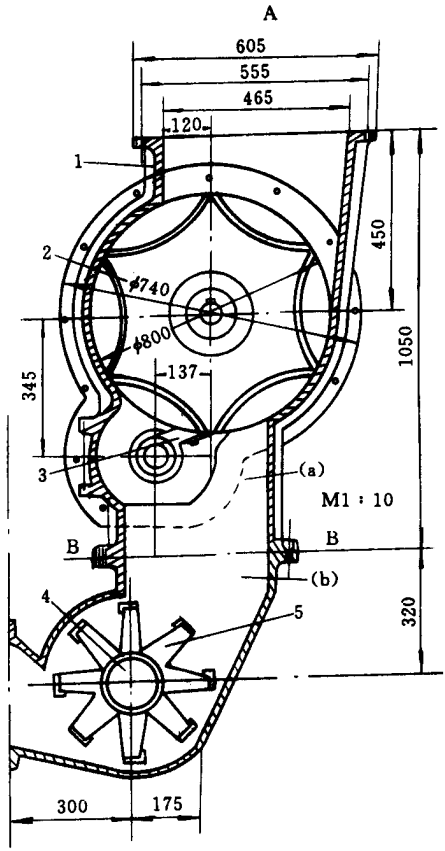


图 4－7－41　星形给料机及散煤器

(h)星形给料机；(b)散煤器

1－机壳；2－叶轮转子；3－清扫器；

4－叶片转子轴；5－叶片

选煤厂热力干燥采用的给料机有星形给料机和 SG 型给料机等。

①星形给料机——星形给料机也称滚筒给料机，或称鼓形给料机，构造如图 4－7－41 所示。机壳由铸铁铸造而成，上面连接湿精煤仓，如用在滚筒式干燥机前；下部接密封的给料溜槽，如用在管式干燥机前，下部接散煤器，向干燥管抛煤。转子在传动装置带动下旋转，当湿精煤进入星形给料机后，存于转子的弧形空间里，并随转子旋转从机壳下端靠自重排出。传动装置并带动清扫器旋转，但旋转速度和转子不同，转子每转过一个弧形叶片，清扫器旋转一周，并将粘在转子上的湿精煤刮掉。

散煤器〔图 4－7－41(b)〕由机壳、转子和传动装置三部分组成。机壳为铸铁件，转子由 20 个节片组成，每个节片上有 8 个叶片，可在传动装置带动下旋转。湿精煤经星形给料机进入散煤器，存于叶片之间的空间，并随转子旋转近半周，在离心力作用下由出料口甩进干燥机，并可将大块浮选精煤团球打碎，有利于湿精煤的干燥。

星形给料机常用于滚筒式干燥机和管式干燥机的给料。优点是密封性能好。缺点是给料空间小，易粘结物料，减少给料容积 如湿精煤仓中浮选精煤量多或分布不均匀，则卸料困难 煤仓装料过多时，对转子压力较大。

②SG 型结料机——SG 型给料机的构造如图 4－7－42 所示。SG 型给料机的重要工作部件为给料辊 2，分别为主动辊和从动辊，并由传动装置带动转动，两辊之间通过联动齿轮传动。湿精煤给到给料辊上，由于辊子旋转，由下部排出。为了防止湿精煤在给料辊上方“棚住”，其上方装有破拱装置 1。为预防浮选精煤打团，增加湿精煤在干燥机中的汽化面积，在给料辊下方设有松散轮 4，将湿精煤打成 10mm 大小的颗粒给进干燥机。在每个给料辊下方还装有清扫装置 3，将粘附在给料辊上的湿精煤刮掉。在 SG 型给料机工作时，应使结料机内保持少量存煤，以密封给料辊与外壳间的间隙。SG 型给料机的处理量通过调速器和控制器控制给料辊的转速来调整。

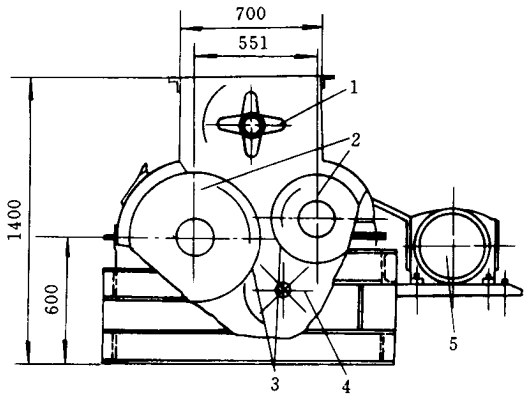


图 4－7－42　SG 型给料机

1－破拱装置；2－给料辊；3－清扫装置；

4－松散轮；5－驱动装置

2.排料机

选煤厂热力干燥采用的排料机有轮叶式排料机和锁气器等。

①轮叶式排料机——轮叶式排料机的构造如图 4－7－43 所示，机壳由铸铁铸造而成，上端与干燥机排料箱连接，下端通过溜槽给到下一道工序。机壳内装有叶片 3 或转子，叶片上安有橡胶条 4，橡胶条与机壳接触起封闭作用。经干燥后产品由上端给入轮叶式排料机，随转子旋转，将产品带到下部靠自重落下。由于干燥后产品水分为 8% ～ 10%，不至于粘在叶片上，故不用清扫装置。

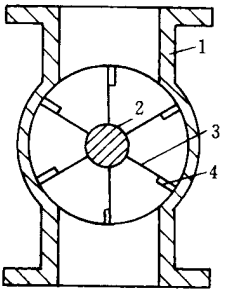


图 4－7－43　轮叶式排料机

1－机壳；2－转子轴；3－叶片；4－橡胶条

②锁气器——锁气器的用途较广，适于各种类型的干燥机，一般装在除尘器排料管上。形式有多种，其中无动力锁气器具有构造简单、工作可靠、运转费用低、维修方便等优点，较有动力锁气器使用更为广泛。

在无动力锁气器中，根据构造特点不同，分为旋转阀式和活门式两种。活门式锁气器，又分为平板活门式和锥形活门式两种，图 4－7－44 为锥形活门式锁气器。

锥形活门式锁气器直接装在排料管上，由支撑架、杠杆、重锤、锥形活门和外壳组成。由于重锤 2 的作用，锥形活门 3 处于关闭位置，此时不排料，并起密封作用。当精煤进入排料管 4 时，落在锥形活门上，由于重锤的重量大于物料重量，活门仍处于关闭状态。随排料管中精煤增多，其重量大于重锤的重量时，锥形活门打开，将精煤排掉。精煤排出后，在重锤的作用下锥形活门又关闭。

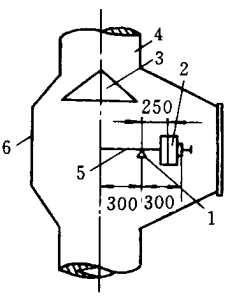


图 4－7－44　锥形活门式锁气器

1－支撑架；2－重锤；3－锥形活门；4－排料管；5－杠杆；6－外壳

为了更好地起封闭作用，在一个管道中，最好安装两个锁气器，由两个锁气器活门分别开闭而起封闭作用。

(三)鼓风机和引风机

由燃料燃烧过程和热力干燥原理可知，为了使不断

进入燃烧室的燃料充分燃烧，必须合理地送风；为使燃料燃烧所产生的高温烟气能干燥精煤，必须组织好排风。

实现各种气流的流动，必须依靠外界作用力来克服流动阻力。外界作用力称为通风力。

设置高烟囱和安装风机两种方法均可使空气和烟气获得通风力。因此有两种不同的通风方式，只需烟囱产生的通风力叫自然通风；除了烟囱之外，还使用风机产生的通风力为人工通风，又称机械通风或强制通风。人工通风分为压送鼓风式、抽吸引风式和平衡通风式三大类。压送鼓风和抽吸引风联合使用即为平衡通风，选煤厂热力干燥均采用平衡通风。平衡通风是最理想的通风方式，即使系统内通风阻力很大，燃烧室、干燥机、除尘器和烟道等各处的压力仍可自由方便地调节，以便充分发挥燃烧炉的热效率。

压送通风是利用鼓风机将压力比大气压高的空气从炉排下面或从燃烧室墙壁上的风口强行送入燃烧室，鼓风机设在燃烧室空气进口处。为了便于操作，应使炉内压力与大气压力相仿或略低一些，即炉内保持极微负压，打开炉门时火焰不外喷。因此要求鼓风机和引风机匹配相当。

鼓风机的作用是供给燃料燃烧所必需的氧气，促使燃料充分燃烧。根据给风的位置和作用不同，燃烧炉供风可分两种：一次鼓风和二次鼓风。一次鼓风从炉排下将空气送入燃烧室，提供燃料燃烧所必需的氧气，并在通过炉排时被加热和使炉排冷却，改善炉排的工作环境。二次鼓风，从火床上方送入空气，提供一部分氧气，还可扰乱炉内气流，使之自相混合，从而保证炉膛内过量空气系数和降低化学不完全燃烧损失。二次鼓风的给入方式、位置和风量与炉型和燃料有关，一般占总风量的 5% ~ 10%。

鼓风机的风量与燃料种类、单位时间内燃料消耗量和空气用量系数有关。鼓风机的风压应能克服风道、闸门、炉排和燃料层的阻力。

引风机装在除尘器和烟囱之间，有一定的吸力，克服烟气经由燃烧炉、干燥机、除尘器、烟道和各种控制闸门的阻力，使之以一定速度从烟囱排出。因此月；风机的风压要大于烟气通过燃烧室、降尘室、给料箱、干燥机、排料箱、除尘器、烟道和各种控制闸门的阻力。引风机的风量与单位时间内燃料燃烧产生的烟气量和湿精煤气化的水分量有关。

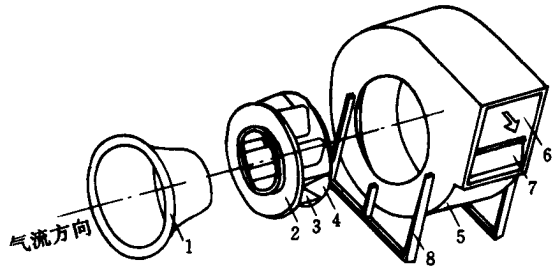


图 4－7－45　离心式风机的主要结构分解示意图

1－入风口；2－前盘；3－叶片；4－后盘；5－机壳；

6－出风口；7－截流板；8－支架

选煤厂热力干燥所用的鼓风机和引风机多数采用离心式风机，其构造如图 4－7－45 所示。主要是由叶轮和机壳组成。叶轮由叶片 3 和连接叶片的前盘 2、后盘 4 组成，并通过后盘装在转轴上（图中未画出），电动机带动旋转。机壳一般是用钢板制成阿基米得螺线状箱体，在出风口 6 处装有截流板 7，以控制风量。

当叶轮旋转时，气体随叶片旋转获得离心力，从叶片间的开口处甩出挤入机壳，使机壳内气体压强增高，并由导向出风口排出。气体被甩出后，叶轮中心部分的压强降低，小于大气压，从而使外部的气体能源源不断地进入机内。

第八章　物料的表面改性、化学加工与成型工艺

第一节　矿物的表面改性

表面改性是指采用一定的方法对矿物进行表面处理，有目的地改变矿物表面的物理、化学性质，以满足矿物加工或应用需要的一种工艺。表面改性在矿物加工应用领域中具有十分重要的意义。

表面改性的作用主要表现在以下几个方面：

(1)改善填料性能。矿物粉体特别是非金属填料矿物粉体的表面改性可改善填料与基体的相容性和润湿性，提高它在基体中的分散性，增强与基体的界面结合力，从而提高材料的机械强度和综合性能，使复合材料具有特殊的性能，扩大其应用范围和应用领域。表面改性是矿物超细粉体获得有效应用和功能化的前提。经过改性等深加工的矿物材料在工业部门中已得到广泛应用，越来越多的行业开始大量使用表面改性矿物。目前改性矿物最大的用户是塑料工业，占总用量的 70%，其次是橡胶工业占 15%，其余占 15%。改性矿物在塑料工业中的用量每年以 15% 的速度增长，比普通填料高 6%。总之，表面改性是作为工业制品填料的非金属矿物从一般性填料转变为功能性填料的重要途径。

(2)改善或提高矿物的应用性能和价值。例如：珠光颜料是用金属氧化物颜料涂敷在云母表面形成珠光云母粉，可广泛用于化妆品、油墨、塑料、油漆等方面，大大提高了云母粉的价值。一些矿物颜料经过改性后，可生产出

高档的化工产品。

(3)对某些有害健康的矿物进行表面处理后,可满足环保和健康法规的要求。

(4)矿物表面改性是复杂矿物原料获得有效分离并提纯的前提。对目的矿物进行表面改性是浮选的技术基础。在其他分选技术中也有应用。

(5)在超细粉体的制备和储运过程中,分散是一个重要环节,而表面改性是粉体分散的一个重要方法。此外表面改性还可起到助磨和助滤的作用。

矿物表面改性按原理可分为化学法、物理法和物理化学法等,下面将逐一进行讨论。

一、矿物表面的化学改性

利用各种化学药剂对矿物进行表面改性的方法,统称为化学法。化学改性是应用最广泛的矿物表面改性方法。

(一)化学法的分类

化学法可包括沉淀反应改性、包敷处理改性、外膜层改性(胶囊法)及表面化学改性等。

1.沉淀反应改性

沉淀反应改性是利用化学沉淀反应将生成物沉积在矿粒表面形成一层或多层改性层的方法。通过这种方法可改善矿物粉体某些性质,如光泽、着色办、耐候性、耐热性等。沉淀反应改性是无机矿物颜料表面改性最常用的方法之一。

沉淀反应改性基本的反应是金属离子的水解,水解反应可发生在溶液中或直接在矿物的表面上。在矿物颗粒表面上可能发生的反应如下:

$$SOH + 2Me^{2+} + 2H_2O \longrightarrow SOMe_2(OH)_2^{+} + 3H^{+}$$

$$SOH + 4Me^{2+} + 5H_2O \longrightarrow SOMe_4(OH)_5^{2+} + 6H^{+}$$

$$SOH + Me^{2+} \longrightarrow SOMe^{+} + H^{+}$$

$$SOH + Me^{2+} + 2H_2O \longrightarrow SOH\cdots Me(OH)_2(s) + 2H^{+}$$

$$SOH + Me^{2+} + H_2O \longrightarrow SOMe(OH) + 2H^{+}$$

$$2SOH + Me^{2+} \longrightarrow (SO)_2Me + 2H^{+}$$

$$SOH + 4Me + 3H_2O \xlongequal{} SOMe_4(OH)_3^{4+} + 4H^+$$

SOH代表表面的羟基基因。

2.包敷处理改性

包敷处理改性是利用无机物或有机物对矿粒表面进行包敷以达到改性的方法。包敷法已广泛用于铸造石英砂、油井过滤石英砂等的改性。再如，用荧光涂料涂覆的石英砂作示踪矿物，可代替放射性同位素示踪粒子，且对生物机体无损害。包敷处理的基本过程是将矿物颗粒和改性物质按一定比例混合后搅拌或捏合，在机械力及表面力的作用下，改性剂附着在矿物的表面上，形成有序的混合体，然后在机械或其他方式作用下，改性剂固定或成膜包敷在矿粒表面，近而形成多层包敷。

3.外膜层改性(胶囊化)

外膜层改性是在矿粒表面包上一层其他物质的薄膜，使矿粒表面性质发生变化的方法。与包敷处理改性不同之处在于所包上的外膜层是均匀的，形如胶囊。所包上的外膜层具有保护核内物质，调节、放出核内物质的机能。胶囊化改变了物质的外表形态和性质。

胶囊化主要有喷涂包覆、喷雾干燥、界面聚合、相分离和溶解分散冷却法等工艺。

作为胶囊壁的材料可以是有机聚合物，也可以是无机物质如TiO_2、Al_2O_3、Fe_2O_3、ZnO和硅酸盐类。胶芯物质有碳酸镁、硅酸铝、保险粉或其他气态、液态物质。

胶囊化一般用于粉状药物、肥料，使其效能逐步释放。由于药品药效的缓释性需求而出现的固体药粉的胶囊化是胶囊化改性的最初发展起因，微小胶囊化改性的另一个特点是能够将液滴固体化。其应用现已扩大到食品添加剂、化妆品领域。如具有遮盖功能的高岭土粉、钛白粉 ;具有防紫外线的微粒钛白粉等。

4.表面化学改性

表面化学改性是利用化学药剂与矿物表面进行化学反应或在表面吸附以达到矿物改性的方法。这是目前应用最广泛的方法。表面化学改性主要用于矿物浮选及矿物填料的生产，也用于其他行业，如用羧甲基田菁胶对高

岭土、蒙脱石进行改性后，使陶坯瓷料可塑性提高 56%，干燥强度提高 61%。

（二）化学改性剂

1.概述

矿物的化学改性，主要是依靠化学改性剂在矿物表面的吸附、反应、包敷、成膜等来实现的。因此化学改性剂对于矿物粉体的表面改性具有决定性的作用。根据处理对象及用途的不同，化学改性剂主要有浮选药剂（主要为捕收剂、调整剂）、颜填料表面改性剂（主要为偶联剂、表面活性剂、有机低聚物等）、助剂（助磨剂、助滤剂）等。

2.浮选药剂

为了达到多种矿物浮选分离的目的，单纯利用矿物的自然润湿性是不够的，必须对矿物的润湿性进行调节，扩大被分离矿物间的润湿性差别，使某些矿物表面疏水化，而另一些矿物表面进一步亲水化。浮选过程主要用化学方法调节矿物表面的润湿性，这也是浮选药剂的主要功能。药剂，特别是捕收剂和调整剂可作用于固液界面实现矿物润湿性的改变，或者在液相中间接地控制润湿性的调节过程。

绝大多数捕收剂为杂极性的表面活性剂，根据其结构特点，分类。

捕收剂借极性基与矿物表面结合，使矿物表面的不饱和键得到补偿，非极性基——碳氢链朝外伸出，隔断或减弱表面与水分子的作用，使矿物表面疏水。大量研究表明，矿物表面吸附层有以下特点：

为了使矿物浮选，并不需要在矿物表面形成完整的单分子覆盖。

捕收剂在矿物表面的分布是不均一的，主要吸附在棱、角、裂隙等能量不平衡的活性区域。

捕收剂吸附层的组分是复杂的，既可能有化学吸附成分，又可能同时存在分子吸附，甚至还可能粘附有捕收剂在水溶液中形成的某些胶态物质。

调整剂可以直接改变矿物的润湿性，也可以通过增强或减弱捕收剂的作用间接地调节矿物的润湿性；调整剂还对矿浆的离子、分子组成及气液相界面性质起调节作用。调整剂的分类。

3.助剂

目前常用的助剂有助磨剂和助滤剂两种。

凡是在粉碎过程中能够显著提高粉碎效率或降低能耗的化学物质(包括固态、液态、气态)称为助磨剂。根据物理化学性质,助磨剂可分为有机助磨剂和无机助磨剂;按照添加时的物质形态,助磨剂可分为固体、液体和气体助磨剂。固体助磨剂主要有:硬脂酸盐类、胶体二氧化硅、碳黑、氧化镁粉和胶体石墨等。液体助磨剂包括某些表面活性剂、分散剂等,如三乙醇胺、烷基油酸钠、十二胺、聚羧酸盐、六偏磷酸钠等。气体助磨剂主要有:丙酮、硝基甲烷、甲醇、四氯化碳等。研究表明:凡是能够降低固体表面能和弹性变形能的化学物质就能降低被磨物料的强度,从而都可作为助磨剂使用。

所谓助滤剂就是能够提高过滤效率,降低滤饼水分的药剂。助滤剂主要有两种类型,一种是表面活性剂型助滤剂,包括阴离子型表面活性剂,如琥珀磺酸盐及其衍生物、烷基和烷芳基磺酸盐及硫酸盐、环烷酸皂、氧化石蜡皂等;阳离子表面活性剂多为脂肪胺类化合物;非离子表面活性剂如聚氧乙烯醚及其衍生物等;两性表面活性剂如甜菜碱及其有机硅表面活性剂。另一种是高分子絮凝剂型助滤剂,用于固液分离的絮凝剂并不多,主要是人工合成的多种分子量的不同极性的聚丙烯酰胺。

4.矿物颜填料表面改性剂

矿物颜填料表面改性剂主要使用偶联剂,偶联剂是两性结构物质,分子的一部分基团可与矿物表面的各种官能团反应,形成强有力的化学键合,分子的另一部分则与有机高分子发生化学反应或物理缠绕,从而将矿物与有机基体两种性质差异很大的材料牢固地结合在一起。在复合材料中使用偶联剂还可提高填料的填加量,改善体系的流变性能。偶联剂常见类型主要为有机硅、钛酸酯、铝酸酯和有机铬化合物。其中钛酸酯偶联剂是美国Kenrich石油化学公司于20世纪70年代开发的一类新型偶联剂,至今已有几十种品种,改性效果好,价格低廉,是无机填料和颜料等广泛使用的表面改性剂。其次为有机硅偶联剂。钛酸酯偶联剂又分单烷氧基型、螯合型、配位型以及季胺盐水溶型等几种。有机硅品种很多,按大类分为有机硅单体、硅烷偶联剂、有机硅高聚物等。有机硅高聚物又分为硅油、硅橡胶、硅树脂等三类。除硅橡胶和硅树脂外,其他几类中的很多品种都可用于对矿物材料改性,其中最常用的是硅烷偶联剂。除上述偶联剂外,有机膦、硼化合物也获得较好应用。

聚合物改性剂是新发展起来的一类改性剂，低分子量的聚合物改性剂主要有分子量为 1500～5000 的聚乙烯、聚丙烯、聚丁烯，经部分氧化变成分子链上含羧基和烃基的化合物，但更多的是它们与马来酸酐的接枝共聚产物。这种改性剂的基体结构与聚烯烃相近，相容性好，官能团化后和矿物表面可与强键发生作用，因此得到广泛应用。表 4－8－1 为常用的矿物颜填料表面改性剂分类表。

表 4－8－1　常用的矿物颜填料表面改性剂分类表

名称	分类	特性	应用
偶联剂	有机硅、钛酸酯、锆类和有机铬化合物	两性结构，分子中的一部分可与颜填料表面官能团反应，另一部分基团与有机高分子可发生物理缠绕或化学反应	应用最广泛的一种改性剂，广泛用于颜填料的表面改性，可提高颜填料的加填量，改善体系的流变性能
表面活性剂	高级脂肪酸类、脂肪胺类、非离子表面活性剂、磷酸盐	分子一端为烷基与聚合物结构相近，彼此相容性好，另一端与颜填料表面发生作用。其价格比偶联剂便宜，但效果往往稍差	应用于蒙脱石、膨润土、海泡石、碳酸钙、硅灰石、氢氧化铝等填料及其一些颜料
聚合物	低分子量聚合物和可在颜填料表面（或层间）进行聚合反应的单体等	低分子量聚合物改性剂主要是分子量为 1500～5000 的聚合物、共聚物以及经过氧化改性的产物。此外还有用于有机颜料改性的颜料衍生物等。这种改性剂由于和基体结构相似，相容性好，改性效果好	聚合物包敷改性已用于工业，单体接枝改性仍处于实验室阶段，主要用于碳酸钙、高岭土等填料以及无机、有机颜料
	聚合物型非水体系分散剂也可作为颜料的改性剂，包括聚酯类分散剂、分散颜料的接技共聚物分散剂等	分子量在 1000～10000 之间，分子结构包括聚合物链和锚固基团两部分，具有许多独特的分散效果，因此称为超分散剂	常用于颜料、填料等在非水介质中的分散及其改性，可极大地改善这些产品的加工工艺和应用性

属于表面活性剂类改性剂包括脂肪酸、树脂酸及其盐类、氨基酸、其他阴阳离子表面活性剂和木质素等。高级脂肪酸分子一端为 $C_{16} \sim C_{18}$ 的烷基和聚合物的结构相近，彼此相容性好，分子另一端为羧基及其盐类可与无机矿物表面发生作用。常用的高级脂肪酸类改性剂有油酸及其钠盐、硬脂酸及其钠、胺、钙、锌盐等。此外还有非离子表面活性剂和磷酸脂等。表面活性剂与偶联剂相比具有价格便宜、生产量大等优点，但有时改性效果不如偶联剂，有些还有毒。

以上介绍的主要是矿物颜填料的有机改性剂，有时矿物颜填料为了提高其利用价值，要进行无机改性。例如氧化钛、氧化铬、氧化铁、氧化锆等金属氧化物及其盐（如硫酸氧钛、四氯化钛）可用于云母的表面改性以制备珠光云母。Al_2O_3、SiO_2 等可用于颜料，如二氧化钛等的表面处理，以提高颜料的保光和耐候性，改善着色力和遮盖力等性能。这类改性剂主要是胶粒金属氧化物及其盐。

（三）表面化学改性机理

化学改性剂之所以能够改变矿物表面的特性，主要是通过吸附作用来实现的。用于泡沫浮选的浮选药剂和用于颜填料表面改性的改性剂以及助磨剂、助滤剂等基本上都是以吸附的方式作用在固体表面上的。化学吸附及特性吸附是单分子层吸附，而物理吸附往往是多层的，能达到几百 nm 的厚度；沉淀反应及包敷处理可在矿物颗粒表面形成几十甚至几百 nm 厚度的包敷层。原则上讲，要达到表面改性的目的，单分子层的厚度已足够，这就是化学改性被广泛应用的原因之一。

特定的化学药剂吸附在固体颗粒上，能够改变颗粒的表面性质，如捕收剂、偶联剂。然而一些在溶液中的化学药剂能够通过影响另一些化学药剂的吸附而达到改性的目的，如调整剂等。

按照矿物与药剂之间作用力的本质，吸附可分为物理吸附和化学吸附两大类，颗粒与药剂之间的吸附力可包括化学力（共价键或者配位键）、氢键力、静电力、疏水作用力等，吸附的本质取决于哪种力起支配作用。按照吸附发生的固液界面的位置可分为双电层内层吸附、特性吸附、扩散层吸附等；按照吸附剂的种类，可分为分子吸附和离子吸附。化学改性剂与矿物表面的吸附

形式及特征见表 4－8－2。

表 4－8－2　吸附剂在矿物表面吸附形式及特征分类

吸附性质	吸附部位	吸附形式	吸附特点
表面化学反应	固相反应	在表面生成独立新相	多层
化学吸附	双电层内层	非类质同像离子或分子的化学吸附	生成表面化合物(单分子层)
		类质同像离子的交换吸附	可深入固相晶格内部
		定位离子吸附	非等当量吸附,改变表面电位
物理吸附向化学吸附过渡	双电层外层	离子的特性吸附	可引起动电位变号
		离子的扩散层吸附	压缩双电层,静电物理吸附性质
物理吸附	相界面	分子的氢键吸附	强分子吸附,具有向化学吸附的过渡性质
		偶极分子吸附	较强分子吸附
		饱和碳氧化合物分子的色散吸附	弱分子吸附
粘附	相一相作用		机械粘附性质

矿物表面的不饱和键性质、矿物表面的化学结构特性在很大程度上决定着矿物与浮选药剂的作用特性及浮选药剂的选择。如萤石、白钨矿等盐类矿物,以离子键为主,刚玉、锡石等矿物,以离子键—共价键为主,适用脂肪酸浮选,吸附特性为物理、化学吸附;而重有色金属硫化矿如方铅矿有明显的金属键,闪锌矿有 50%的离子键,它们有解理面,弱极性,有一定的天然可浮性,用硫氢捕收剂浮选,以化学吸附为主。表 4－8－3 显示了矿物结构与浮选行为的密切关系。

表 4－8－3　矿物结构和浮选行为

结晶特征	价键	典型矿物	与药剂作用及可浮性
针片状	共价键	元素硒、石墨、辉钼矿	沿范氏键方向解理,解理面非极性,有天然可浮性,可用烃油浮选,同药剂作用为物理吸附

结晶特征	价键	典型矿物	与药剂作用及可浮性
金刚石型	共价键	金刚石	无良好解理面，可能无天然可浮性，可用油类浮选，物理吸附
金属结晶	金属键	自然金、银、铜	可用硫氢捕收剂浮选，化学吸附
半金属结晶	共价键 金属键	重有色金属硫化矿	如方铅矿、闪锌矿、黄铁矿有解理面，弱极性，有一定天然可浮性，用硫氢捕收剂浮选，化学吸附为主
硅酸盐类	共价键 离子键	以硅氧四面体为基本构造，硅氧离子性 40%。如橄榄石、镁黄长石、绿柱石、透辉石、滑石、石英等	有些有解理面，有些无解理面，有些解理不良，大部分有极性，无天然可浮性，只有极少数为滑石是非极性，有天然可浮性。用脂肪酸、胺浮选，有时需活化，物理吸附为主，部分化学吸附
金属氧化物	离子键	刚玉、金红石、赤铁矿等	有解理面，极性，用脂肪酸浮选，以化学吸附
复离子晶体	离子键	CO_3^{2-}、PO_4^{3-}、SO_4^{2-} 等含氧酸盐，复离子内部为共价键，阴阳离子间为离子键	有解理面，极性，用脂肪酸浮选，以化学吸附为主
简单离子晶体	离子键	卤化物盐类，晶素是离子	有解理面，极性，用胺、脂肪酸浮选，物理吸附

捕收剂与硫化矿物表面的作用机理是浮选理论中研究最早最多的领域，有许多流行的观点，下面介绍其中的两种。

(1)有机硫代化合物与矿物表面作用的化学吸附观点

所有的化学吸附的基本根据是 Fajans – Paneth 法则，表 4 – 8 – 4 列出了一些有机硫代酸重金属盐的溶度积数据。

表 4 – 8 – 4　乙黄药、乙黑药金属盐的溶度积

化合物	L(乙黄药金属盐)	L(乙黑药金属盐)
AuA *	6.0×10^{-30}	6.0×10^{-27}
CuA	5.2×10^{-20}	1.0×10^{-16}

化合物	L(乙黄药金属盐)	L(乙黑药金属盐)
HgA_2	1.5×10^{-38}	1.0×10^{-32}
AgA	8.5×10^{-19}	1.2×10^{-16}
BiA_3	1.2×10^{-31}	7.5×10^{-12}
PbA_2	1.7×10^{-17}	2.2×10^{-12}
SbA_3	$\sim10^{-24}$	–
SnA_2	$\sim10^{-15}$	–
CdA_2	2.6×10^{-14}	7.6×10^{-9}
CoA_2	5.6×10^{-13}	–
ZnA_2	4.9×10^{-9}	1.2×10^{-5}
FeA_2	8×10^{-8}	–
MnA_2	$>10^{-2}$	–
NiA_2	1.4×10^{-21}	1.7×10^{-4}

注：表中 A 代表捕收剂阴离子

按金属黄原酸盐的溶解难易度将金属分为三类：

第一类：易溶—Ca，Mg，Ba

第二类：溶度积小于 10^{-2}—Zn，Fe，Mn

第三类：溶度积小于 10^{-10}—Hg，Au，Bi，Sb，Cu，Pb，CO，Ni

这基本与硫化矿物可浮性的大小相符。

(2)有机硫代化合物与矿物表面作用的电化学观点

近十年来，应用电化学手段研究硫化矿与捕收剂的作用，取得了许多引人注目的结果。

比照电化学腐蚀原理，可以认为硫化矿物表面在捕收剂溶液中进行着互相独立的又互相依存的两个电极过程。

①氧的阴极还原过程

$$O_2 + 2H_2O + 4e \longrightarrow 4OH^-$$

②捕收剂阴离子(例如黄药阴离子 X^-)的阳极氧化反应。代表性的氧化反应如下：

$$MS + 2X \longrightarrow MX_2 + S^0 + 2e$$

$$2MS + 4X + 3H_2O \longrightarrow 2MX_2 + S_2O_3^{2-} + 6H^+ + 8e$$

$$2X^- \longrightarrow X_2 + 2e$$

式中 MX 为硫化矿物。

上述氧化还原反应的方向及相对速率是由矿物表面和溶液之间的电位差决定的。硫化矿物—巯基捕收剂溶液的界面电位称之为残余电位(rest potential)。各种硫化矿的残余电位和表面产物列于表 4－8－5。由表看出,一般来说,捕收剂只在矿物的残余电位大于相应的二硫化物生成的可逆电位时,才能氧化成二硫化物。对于那些残余电位低于可逆电位的硫化物,便生成金属捕收剂盐。至于是否生成二硫化物,或者是生成金属化合物,不仅与矿物种类有关,而且也与所用的捕收剂种类有关。

如不加以专门的调整,浮选时矿浆的残余电位依矿物种类和药剂条件不同而处于一定范围之内,因而矿浆电位值可以决定捕收剂在矿物表面吸附的形式(金属捕收剂盐或二硫化物)。研究表明,硫化矿物按捕收剂吸附产物不同,可分为两类:一类是两种吸附形式都可发生,另一类只能形成二硫化物,不能形成盐,因此后者只能在较高电位下才能疏水化。利用这一点,通过调节电位,可以改善硫化矿物之间的分离,这就是'电位调控浮选'技术。

表 4－8－5　巯基捕收剂与硫化矿物作用,表面残余电位和反应产物

	乙基黄原酸钾(6.25×10^{-4} mol/L,PH 值为 7)氧化成双黄药的可逆电位为 0.13V		二乙基二硫代胺基甲酸钠(100×10^{-6},pH 值为 8)氧化成二硫化物的可逆电位为 0.176V	
矿物	残余电位/V	反应产物	残余电位/V	反应产物
黄铁矿	0.22	双黄药	0.475	二硫化物
砷黄铁矿	0.22	双黄药		
磁黄铁矿	0.21	双黄药		
黄铜矿	0.14	双黄药	0.095	金属二硫代氨基甲酸盐
铜蓝	0.05	双黄药	0.115	金属二硫代氨基甲酸盐
斑铜矿	0.06	黄原酸盐	－0.045	金属二硫代氨基甲酸盐
辉铜矿	0.06	黄原酸盐	－0.155	金属二硫代氨基甲酸盐
方铅矿	0.06	黄原酸盐	－0.035	金属二硫代氨基甲酸盐

2.化学改性剂与矿物颜填料表面的作用

矿物颜填料改性剂的种类很多，详见表 4－8－1，钛酸酯偶联剂是其中最重要的一种。这里以钛酸酯偶联剂为例，说明改性剂与矿物颜填料之间的作用。

钛酸酯的通式和六个功能区如下：

$$\underset{1}{\text{偶联无机相}}\cdot\underset{2\ 3\ 4\ 5\ 6}{\text{亲有机相}}$$

$$(RO)_M-T_i-(OX-R'-Y)_N$$

其中$1\leqslant M\leqslant 4$，$M+N\leqslant 6$

R——短碳链烷烃基；

R'——长碳链烷烃基；

X——C、N、S、P 等元素；

Y——羟基、氨基、环氧基、双键等基因。

功能区 1　$(RO)_M$－与无机颜填料偶联作用的基团。通过烷氧基与固体表面羟基或质子发生化学反应，在表面形成单分子层，同时释放出异丙醇。由功能区 1 发展成偶联剂的 3 种类型，即单烷氧基型、螯合型和配位型。每种类型对颜填料的表面状况特别是表面含水量具有选择性，例如单烷氧基三(磷酸酯)钛特别适用于溶剂涂料用钛白粉的表面处理。

功能区 2　Ti—O…—酯基转移和交联功能。某些钛酸酯偶联剂能够和有机高分子中的酯基、羧基等进行酯基转移和交联，造成钛酸酯、填料及有机高分子之间的交联。

功能区 3　X—联结钛中心带有功能性的基团。钛酸酯分子中连接钛中心的基团如长链烷氧基、酚基、羧基、磺酸基、磷酸基以及焦磷酸基等，这些基团决定偶联剂的特性和功能。通过这些基团的选择，可以使偶联剂兼有多种功效。

功能区 4　R′—长链的纠缠基团，适用于热塑性树脂。长的脂肪族碳链比较柔软，能和有机基料进行弯曲缠绕，增强和基料的结合力，提高它们的相容性，引起无机颜填料界面上表面能的变化，导致粘度大幅度下降，改善无机颜填料和基料体系的熔融流动性和加工工艺，缩短混练时间，增加无机物的

填充量，并赋予柔韧性及应力转移功能，从而提高延伸、撕裂和抗冲击强度。还赋予颜填料和基料体系的润滑性，改善分散性和电性能等。

功能区 5　Y—固化反应基团，适用于热固性树脂。当活性基团连接在钛的有机骨架上，就能使偶联剂和有机聚合物进行化学反应而交联。

功能区 6　*N*—非水解基团数。钛酸酯偶联剂分子中非水解基团的数目至少具有两个以上。由于分子中的三个立体支撑点的作用，可以加强链纠缠，并且带有大量碳原子数，急剧改变表面能，导致粘度大幅度下降。三个非水基团可以任意改变。

了解了钛酸酯偶联剂各部分的作用及机理就可以根据待处理物料的特性和应用，灵活选择和设计能满足各种性能要求的钛酸酯偶联剂。

3.应用

化学改性剂与矿物表面作用时总是通过一定的吸附作用来完成的，而吸附的发生需要特定条件。和任何矿物都可发生作用的药剂是没有的。吸附是有选择性及竞争性的。一般来说，能够发生化学吸附的药剂总是优于只能发生物理吸附的药剂。因此在选择改性剂时要综合考虑改性剂及矿物的性能，同时又要考虑改性的成本及改性矿物的应用环境。

化学改性的应用范围很广，就对矿物的化学改性而言，主要应用有以下三个方面：①浮选；②矿物粉体的超细磨和过滤；③矿物颜填料的改性。浮选是一种高效率的分离过程，大多数矿物都可用浮选进行分离提纯。除了在矿物加工领域应用外，近年来也向其他领域发展，如：冶金产品阳极泥等的浮选；化学工业中回收肥皂厂的油脂、浮选燃料等；造纸工业中废纸脱墨等；农产品及食品加工工业从黑麦中分出角麦等；在医药微生物方面从水中脱除寄生虫卵等；在工业废物及废水处理方面用凝聚溶气浮选法和电解浮选法处理废水等。

助磨技术现已用于水泥工业及部分工业矿物如云母、滑石、硅灰石、高岭土、碳酸钙和石墨等的超细粉碎上。在颜料矿物、燃料以及在金属粉末的细磨和超细磨中也有应用。

化学改性在矿物颜填料改性方面有广泛的应用，是一种常用的改性方法，表 4－8－6 列出几种改性剂的实用范围及特点、表 4－8－7 列出了几种

主要填料矿物的化学改性实践。

表 4－8－6　几种改性剂的实用范围和主要特点

表面改性剂	改性矿物	适用的复合材料基体	主要特点
硅烷偶联剂	对玻璃纤维、二氧化硅、三氧化二铝、白碳黑、高岭土、硅酸盐、云母、碳化硅等效果显著，对滑石粉、膨胀性粘土、铁粉、氢氧化铝、硅灰石等效果欠佳	聚酯、DAP、环氧树脂、酚醛树脂等热固性树脂；尼龙、PBT、PET、PE、PP、PVC、聚氨酯、聚苯乙烯、ABS 等热塑性树脂；丁基橡胶、EPR、EP-DM、环氧氯丙橡胶、氯丁橡胶等	改善复合材料强度、耐热性和电性能
钛酸酯偶联剂	碳酸钙、硅灰石、硫酸钙、氢氧化铝、氢氧化镁、铁氧体等碱土金属；二氧化硅、陶土、滑石粉、玻璃纤维、钛白粉、碳黑、石墨等	PP、PS、HPVC、酚醛树脂、环氧树脂、PE、PC、PA、聚酯等	改善冲击性能，提高低温耐老化性，改善低温柔性，但损失了抗弯强度和模量，抗张强度也下降
铝酸酯偶联剂	碳酸钙等各种极性填料	PVC、PP、PE、聚氨酯、聚苯乙烯、NR、PS、PA、ABS、PU、等	特别适用于色制品，便于储存和运输，加工流动性好，综合改性效果好
脂肪酸(盐)	碳酸钙、硅灰石、氢氧化铝等	聚烯烃、聚乙烯、聚丙烯等	节省能耗，增加熔体流动速率和填料量

表 4－8－7　几种主要填料矿物的化学改性实践

矿物	表面改性剂	改性目的	改性方法
高岭土	硅烷偶联剂、钛酸酯偶联剂、有机硅、硬脂酸、二氧化钛等	改善其在塑料、橡胶及有机聚合物中的应用性能；提高白度，用于造纸行业	表面化学改性法

矿物	表面改性剂	改性目的	改性方法
碳酸钙	聚合物、钛酸酯、铝酸酯、磷酸酯、硅烷偶联剂、表面活性剂、聚磷酸等	改善塑料、橡胶、胶粘剂、密封剂的加工和力学性能	表面化学改性法
云母	二氧化钛、氧化锆、铁红、氧化锡、硅烷偶联剂、有机硅、锆铝酸盐等	改善颜料的颜色、耐光性、耐候性、吸油性等，改善聚乙烯、聚丙烯等塑料和橡胶的力学性能和其他性能	沉淀反应法、包敷改性法、表面化学法
硅灰石	硅烷、钛酸酯、锆铝酸盐、硬酯酸、胺类改性剂等	作为聚内烯塑料 PVC、人造革、尼龙和其他工程塑料的填料，可提高拉伸强度等力学性能	表面化学法、包敷法

二、机械力化学表面改性

(一)概述

机械力化学是研究通过对物质施加机械力而引起物质的物理、化学性质变化及一系列化学反应的学科。由于机械作用方式很多，由此引发的机械力化学效应也不尽相同。粉磨过程中的机械力化学效应研究最多。机械力化学改性在矿物表面改性、合成新材料、建材、医药、环境保护、磁性材料的研制、冶金等领域都有应用。粉磨过程中的机械力化学效应主要表现在以下几个方面：

(1)引起晶体物质产生晶格畸变、晶格缺陷和无定形化，表面自由能增大，外激电子发射，生成游离基及出现等离子区等。

(2)引起化学键的折断和重组，可使新鲜的断裂表面上出现不饱和价键和带正电或负电的结构单元等。

(3)引起非晶体物质的无序或有序化。

(4)在宏观上表现为一系列物理化学性质变化如热稳定性降低，耐酸碱性降低，溶解性、活性、反应速度等提高，吸附性、粘结性、水化性、流变性、亲

和性、离子交换和置换能力、密度、分散性等发生变化，引起粉体均化及化学反应等。

机械力化学效应在矿物表面改性中的应用主要有以下两个方面：

(1)促进矿物表面化学改性反应。将矿物粉磨过程中产生的机械化学作用与矿物表面化学改性结合起来，充分利用粉磨过程中产生的机械力化学效应来强化矿物的表面改性，而表面改性剂又能兼起助磨剂的作用，有利于物料的粉碎，使超细粉碎与表面改性相得益彰，有较好的协同效应。使二者合二为一，简化生产工艺，降低生产成本。

(2)利用机械力化学作用在矿物表面直接实施改性。如矿物表面聚合物接枝改性、改善吸附性、机械合金化等。

此外它还是微胶囊化改性的一种手段。

(二)粉磨机械力化学作用机理

粉磨过程包含一系列的作用，如断裂、破碎、高弹性形变等。在粉磨过程中颗粒吸收机械能后，比表面积首先发生变化，随着比表面积和比表面能的增大，晶体的晶格能减小，在损失晶格能的位置将产生晶格缺陷，并出现机械化学激活作用。在粉碎后形成的新表面上键合力很自然地被激活。粉磨之初，新表面倾向于沿颗粒内部原生微细裂缝或强度减弱的部位生成，因此新表面的键力较弱，随着粉磨时间的延长及粒度的减小新表面的键力也将增大。

粉磨过程中的机械化学作用可分成两个阶段，第一阶段是指系统能量增加，被磨物料反应性和活性增强，导致系统的物化参数发生显著变化，这一过程被称为机械活化，它包括颗粒的形变和错位以及由此引起的热振加剧等。第二阶段机械化学作用发生在粉磨之中或粉磨之后，包括以下几个方面：

(1)颗粒的聚结和结块；

(2)表面层的重排；

(3)颗粒表面与外来分子之间的作用；

(4)被磨物料之间的化学反应；

(5)被活化颗粒原子结构的重组和重结晶。

通过对重质碳酸钙在搅拌磨中超细粉碎的机械力化学效应进行研究后

表明：重质碳酸钙在湿法超细磨中发生了矿物晶体结构及物理化学性质的变化；矿物晶体结构的整体变形、晶格畸变和非晶化作用，导致表面形成活性点，矿物晶面上断键的不饱和程度大大高于常规解理面上的不饱和键，有很强的补偿趋势，这为相间化学反应提供了热力学的可能；矿物表面储存能量的实质是颗粒发生塑性变形而对输入能量的消耗，颗粒表面的活性程度与粉磨的状态、持续的时间及阶段有关；引起的物化性质变化主要有：颗粒分散度变化、密度减小、吸附能力增强。超细磨导致重钙分解反应与其他相间反应的活化能降低，并由此增大反应速度，这为化学反应增强提供了动力学保障。

（三）矿物的机械力化学复合改性

1. 矿物颜填料的机械力化学表面接枝改性

高分子聚合物受到机械力作用时可以引起裂解、结构化、环化、离子化和异构化等化学变化，而且还伴随有一系列物理现象，如发光、电子发射等。假如我们把颜填料和高聚物一起研磨，聚合物链键断裂产生的游离基或者正负离子遇到颜填料经机械力活化产生新鲜活性表面，就可能形成接枝聚合物。

当不饱和单体发生聚合时，应存在引发剂和终止剂，引发剂可以是热、光、化学物质，单体可以是固体、液体和气体。当不饱和单体与颜填料一起研磨时，在颜填料表面产生的活性体，可以起到引发剂和终止剂的作用。单体在固体表面上发生聚合是通过电子从固体表面转移到单体上形成游离基完成的。

颜填料表面机械力化学接枝改性大多采用干式研磨，工艺比较简单，即将颜填料与聚合物或单体一起超细研磨。聚合物和单体有时要经过预处理，用单体接枝时有时加少量引发剂，基本属固相接枝共聚法。在溶液中机械力化学法接枝也有报道。但由于机械能转化游离基的效率很低，且只有当聚合物或单体都能溶解时才有意义。

Cl. Vasiliu Oprea 等人在实验室内用振动磨成功地实现了以云母、高岭土、火山凝灰岩作为基体，以丙烯腈（AN）、甲基丙烯酸甲酯（MeM）、氯乙烯（VCL）作为单体的聚合物接枝。实验条件为：温度（18 + 2）℃，基体：单体 = 1∶1，转化率和接技程度主要决定于时间和基体的本身性质。接技产品作为 PVC 填充材料，可使其机械性能改善。表 4 – 8 – 8 是他们的一些实验结果。

表 4－8－8　Cl. Vasiliu Oprea 等人的部分实验结果(充填率为 10%)

样品	拉伸强度 /kgf·cm^{-3}	冲击强度 /kgf·cm^{-3}	断裂长度 /%
标准样品	62.4	5.39	13.5
PVC + 高岭土	531	5.21	10.0
PVC + PAN 接枝的高岭土(磨 72h)	587	9.69	10.4
PVC + PMeM 接枝的高岭土(磨 72h)	610	6.04	8.5
PVC + PVC 接枝的高岭土(磨 72h)	566	8.74	10.4
PVC + 火山凝灰岩	552	2.48	11.0
PVC + PAN 接枝的火山凝灰岩(磨 72h)	570	9.72	12.0
PVC + PMeM 接枝的火山凝灰岩(磨 72h)	605	5.6	10.5

可用作改性剂的聚合物和单体种类如下：

(1)与树脂本体一致的聚合物、聚合物单体或者低分子量聚合物。如：聚乙烯、聚苯乙烯、丙烯酸、苯乙烯等。

(2)树脂接枝改性的产品或者含树脂单体的共聚物或者改性单体。如：聚乙烯接枝马来酸酐的产品、苯乙烯—丙烯酸共聚物、苯乙烯—马来酸共聚物、丙烯酸—(甲基)丙烯酸酯共聚物、芳香族衍生物的聚氧乙烯醚、聚乙烯醇、硬脂酸聚氧乙烯酯、丙烯酸甲酯、丙烯酸丁酯、硬脂酸乙烯酯、A－151、A－172、A－174 硅烷等。

(3)能与树脂反应生成交联聚合物的聚合物或者单体。如：丙烯腈、丙烯酰胺、羧丙基(甲基)纤维素等。

影响干式研磨这一工艺的主要因素有温度、湿度、颜填料以及改性剂比例、研磨机械种类、研磨时间等。目前影响工业应用的主要问题是研磨时间过长，大都在数十小时。造成时间过长的主要原因是研磨机械问题，因为高聚物和单体等有机物质是很难用常规磨机磨细的。已报道使用的研磨机械主要是振动磨或改进的振动磨。再者由于有些不饱和单体在常温下为气体，也造成工艺过程及设备复杂。从这个意义上讲聚合物作为改性剂更适用。因此设计新的研磨机械、提高机械力化学效应、缩短研磨时间是这一工艺推向工业化的关键。

这一方法的改性产品在塑料涂料用色母粒、填料母粒、颜料浓缩浆的制备上有很好的应用前景。

2.矿物的机械力化学表面改性

由于机械力的作用引起了矿物表面的微观结构发生变化，矿物的吸附能力和可浮性也随之发生变化。图 4－8－1 表示高能球磨对两种粘土矿物 ζ 电位的影响。这两种矿物未研磨时在 PH = 2 ~ 11 的广泛范围内都带负电，经 6 分钟粉磨后两种矿物的 ζ 电位由负变为正。

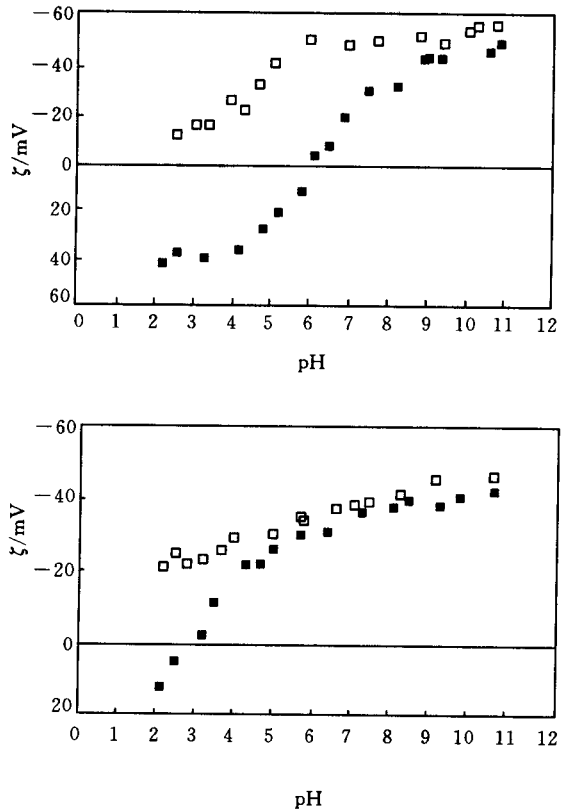


图 4－8－1　高能球磨对粘土矿物 ζ 电位的影响

ϕ—研磨 6 分钟后的试样；□—未研磨的试样

振动磨后对黄铜矿的磁性也会产生显著影响，图 4－8－2 显示了粉磨的比能耗 E_s 对黄铜矿的比表面积 S_A、无定性化 A 及比磁化系数 χ 的影响，当粉磨强度达到一定程度时，黄铜矿的结构由有序变成无序，成为顺磁性。

3.机械活化与化学改性的联合作用

机械活化能够促进表面反应或者表面的吸附,因此将机械活化与化学改性结合起来,在矿物超细磨的同时实现表面改性是合理的也是可能的,这就是机械力化学表面改性。目前机械力化学表面改性的工艺主要有湿式和干式两种。这种工艺可增强改性剂和物料的混合,使反应机会增多,从而强化了改性效果,改善了颗粒的分散性,使颗粒团聚现象大大降低,药剂在矿粒表面附着均匀,改性产品质量稳定,改性产品粒度变细,扩大了应用范围。不足之处是需要的搅拌作用强,消耗能量大。

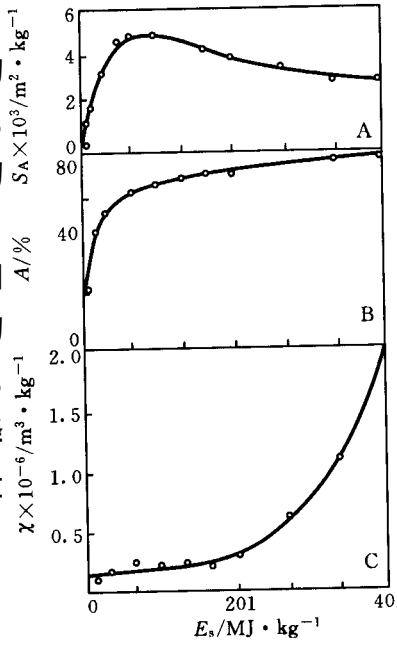


图 4－8－2　机械力化学作用对黄铜矿性质的影响

4.矿物的电化学法表面改性

电化学理论的发展,促进了电化学技术向更广阔的工程技术领域扩散和渗透。近年来,国内外很多学者对矿物的电化学法改性进行了大量的研究工作,取得了许多成果。如前苏联曾经对 5 个不同的矿种在电化学处理时氧化还原电位变化动力学、pH 值以及溶解氧气含量等进行了研究。研究表明,电化学处理可以强化铁矿物浮选,认为其浮选活性增加的原因是矿物表面吸附能力增强所致。电化学处理能促使铁矿物表面 $Fe(OH)_3$ 的溶解,并向 $Fe(OH)_2$ 转化。在强还原性介质中保证氢和氧的放出。溶解氧气浓度的变化和矿浆氧化—还原电位值的变化,可以防止铁矿物表面 $Fe(OH)_3$ 的形成。

电化学处理还可以增加矿物的磁化强度。研究表明,经电化学处理后,赤铁矿的磁化率增加 2.7 倍。穆斯堡尔谱、X 射线检测表明:在赤铁矿表面观察到典型的丝状包裹体,矿物晶格中出现了一定变形;矿物表面形成了超细铁磁性的磁赤铁矿层,在过渡层中由亚铁磁性自旋变成了铁磁性自旋。

对菱铁矿,先用 NaOH(化学计量 50%)浸出,同时进行阴极极化 5 ~ 10 min,在最优条件下菱铁矿的磁性提高了 9 倍。

煤系黄铁矿的浮选能通过电化学表面改性得到抑制,可以采用还原剂

法、电解还原法以及金属腐蚀电偶法不同程度地抑制黄铁矿的浮选。抑制黄铁矿的适应电位范围为：< －200mV 或 > 400mV。当 E_h < －200 mV 时为还原状态，抑制黄铁矿的氧化，疏水的单质 S 及 FeS_x 被还原，降低了表面的疏水性。当 E_h > 400mV 时为氧化状态，黄铁矿表面被氧化为 FeS_xO_y，也降低了黄铁矿表面的疏水性。

三、物理改性

物理改性一般是通过物理手段对矿物实施改性的方法，包括紫外线、红外线、激光等的辐照改性、超声改性、热处理、电处理以及物理沉积、包敷等。物理改性通常引起矿物容积性质的改变，因此，严格地说不属于表面改性范畴。但表面性质也必然随容积性质的改变而改变。故在此作简单讨论。

(一)超声改性

超声波的频率变化范围在 20 ~ 5000kHz 之间，并且有以下特性：(1)波长很短，直线传输，传输特性与介质形式密切相关。(2)具有高辐射强度，容易集中能量。超声波可产生强烈的振动及对介质的空化，并由此诱导热、光、电、化学和生物现象，甚至使材料的特性和状态发生变化。超声空化是指液体中的微小泡核在超声波作用下，被激活的过程。这一过程包括泡核的震荡、生长、收缩及崩溃等一系列动力学行为。研究表明：瞬态空化泡崩溃时，形成局部热点(hot spot)，其温度 T_{max} 可达 5000 K 以上(相当于太阳表面温度)，温度变化率达 109 K/s，压力可高达数百乃至上千个大气压(相当于大洋深海沟处的压力)。伴随瞬态空化泡发生的高温可导致自由基(free radical)的形成及声致发光(sonoluminescence)的发射；而高压的释放，将在液体中形成强大的冲击波(均相)或高速(> 110 m/s)射流(非均相)。瞬态空化正是以这种特殊的能量形式来加速化学反应，启迪新的反应通道的。

研究表明，超声处理后矿物可浮性增加。体积浓度比为 1∶1 的黄铜矿和方铅矿矿浆经 20 kHz、2 w/cm^2 超声波处理后，黄铜矿可在只有起泡剂存在下有效浮选。超声处理在锡石、锰矿及稀有金属矿的浮选上都有应用。低频率的超声波主要用于药剂分散、降低表面张力以及矿物表面清洗等；高频率的超声波可用于提高药剂的吸附能力和气泡在浮选中的分散。

超声处理在浮选中的主要作用概括为以下几点：(1)清洗矿物颗粒表面的污染物和粘附在矿粒上的细泥层。(2)改变晶体结构、顺磁中心的数目和晶体中活性阳离子的价键，从而改变半导体和顺磁颗粒的电物理特性、导电性和润湿性。(3)分解表面的药剂吸附层。(4)通过释放微泡，有助于细粒与气泡的粘附。(5)超声聚团与分散。

(二)辐照改性

按波长大小，电磁波可分成 γ 射线、X 射线、紫外线、可见光、远红外、微波以及电波等。电磁波、中子流、α、β 粒子在矿物表面改性领域都有应用。辐照能够改变药剂的性质以及硫化矿、非硫化矿的润湿性和可浮性。表 4－8－9 列出了辐照前后几种矿物浮选回收率的变化。

表 4－8－9　辐照前后几种矿物浮选回收率的变化

矿物	辐照前	X 射线	γ 射线	α 射线	离子轰击
重晶石	53.2	62.0	65.0	60.0	68.0
萤石	46.4	61.0	58.6	54.4	62.8
方解石	37.4	48.6	45.0	44.5	47.4

辐照能够改变矿物半导体的载流子浓度、费米能级及它们的导电形式。

最近几年，由于电子加速器设备的发展，使电子束用于矿物的辐照改性。据报道：在电子束能量为 260 keV，电流密度为 2 A/cm^2 的条件下辐照矿物，可以改变矿物结构、电极电位、吸附性、润湿性和磁性。电子束辐照可改变弱磁性矿物表面相及其比磁化系数。如，锡矿石中常含有砷黄铁矿，用常规磁选方法脱除时，脱除率仅为 2.83%；但用电子束辐照处理后，由于辐射效应和热效应联合作用，砷黄铁矿表面相应改变，磁性大大增强，可用弱磁选法脱除，其脱除率达 84.82%。

高能电子束辐照也用于矿物颜填料的表面改性。有报道称，通过高能辐照，使乙烯基单体在碳酸钙表面接枝，形成一层有机膜，该有机膜改善了 HDPE 与碳酸钙之间的相容性，改性后体系的拉伸强度和冲击韧性有明显提高，加工流变性能也有所改善，其熔体粘度低，温敏性好。

第二节　矿物原料的化学加工处理

用化学法处理矿物原料或中间产品(或废渣),改变其有用组分的存在形态,从中制取化学精矿或单独产品以及用各种新技术制备新型复合材料来满足现代科技的需要,是近年来矿物加工领域内的研究和实践的热点之一。

一、选择性浸出

(一)概述

浸出是利用溶剂选择性地溶解矿物原料中某组分的性质,而将各组分分离的工艺过程。矿物原料或物料浸出的任务是选择适当的溶剂使矿物原料中的目的组分选择性地溶解于溶液中,达到有用组分与杂质组分或脉石组分相分离的目的。因此,浸出过程是目的组分被提取和分离的过程。依据矿物原料特性的不同,矿物原料可率先焙烧而后浸出或直接进行浸出。

通常用有用组分或杂质组分的浸出率、浸出过程的选择性、试剂耗量等指标来衡量浸出过程。某组分的浸出率,是指该组分转入溶液中的量与其在原料中的总量之比:

$$\eta = (V_c / Qa) \times 100\% = (Qa - m\delta) / Qa \times 100\% \qquad (4-8-1)$$

式中　Q——原料质量(干计),kg;

a——某组分的品位,%;

V——浸出液体积,m^3;

c——该组分在浸出液中的浓度,kg/m^3;

m——浸渣质量,kg;

δ——渣种该组分品位,%。

浸出过程中,组分 1 和组分 2 的浸出选择性 β 为:

$$\beta = \eta_1 / \eta_2 \qquad (4-8-2)$$

β 愈接近于 1,则浸出过程的选择性愈差。

浸出有各种不同的分类方法。依据浸出过程物料的运动方式,可分为渗滤浸出和搅拌浸出;依据浸出的温度和压力条件,可分为高温高压浸出和常温常压浸出;依据浸出场地和设备,可分为槽浸、堆浸、就地浸出和矿井下浸出,等等;依据浸出试剂的不同浸出方法可分类如下:

浸出方法	常用的浸出试剂
酸法	硫酸,盐酸,硝酸,亚硫酸等
碱法	碳酸钠,苛性钠,氨水,硫化钠等
盐浸	氯化钠,氯化铁,氯化铜,硫酸铁,次氯酸钠等
微生物浸出	硫酸铁 + 细菌 + 硫酸
水浸	水

为了使原料中某些难溶矿物(如硫化物、硅酸盐等)转变为易于浸出的化合物,为了除去有机物质或使某些杂质转变为难浸出的形态,以及为了改善矿物原料的结构等,浸出前可预先对原料进行焙烧,然后浸出焙砂或焙烧烟尘。

浸出方法和浸出试剂的选择,主要依据物料的组成与矿石结构以及浸出试剂的价格、对矿物组分的分解能力及对设备材料的腐蚀性能等因素。常用的浸出剂及其应用范围见表 4 – 8 – 10。

表 4 – 8 – 10　常用浸出剂及其应用范围

试剂名称	矿物原料	应用范围
硫酸	铀、钴、镍、锌、磷等氧化矿	含酸性脉石的矿石
盐酸	磷、铋氧化矿、钨精矿脱铜、磷、铋等	含酸性脉石的矿石
高铁盐	铜、铅、铋等硫化矿	含硫化矿少的矿石
碳酸钠	次生铀矿等	含碱性脉石的矿石
氨水	铜、钴、镍等矿	
硫化钠	砷、锑、汞等硫化矿	
次氯酸钠	硫化钼矿等	
氰化物	金、银等贵金属	
细菌浸出	铜、铀、钴、锰、砷等矿	
水浸	硫酸铜及焙砂等	

(二)氰化物浸出

氰化物浸出是处理金银矿物原料的常规方法,该工艺成熟,技术经济指标良好。金银的标准电极电位分别为 1.68 V 和 0.81 V,故要使金银呈简单离子状态转入溶液中是相当困难的。但它们能与浸出剂中的 CN^- 离子形成稳定的可溶性络阴离子,使络阴离子与金属组成的电对的标准电位分别为 -0.64 V 和 -0.31 V,从而使金、银易溶于氰化液中。浸出的主要反应为:

$$Au(CN)_2^- + e = Au + 2CN^- \qquad (4-8-3)$$

$$E = -0.64 + 0.0591\lg a_{Au(CN)_2^-} + 0.118pCN$$

$$Ag(CN)_2 + e = Ag + 2CN$$

$$E = -0.31 + 0.0591\lg a^{a}_{Ag(CN)_2^-} + 0.118pCN$$

从金银的浸出方程可知,当 pCN 相同时,金的平衡电位较银的平衡电位低,金更易被浸出。而且,金、银的平衡电位皆随 CN^- 离子浓度的增大而降低,即溶液中游离的 CN^- 离子浓度愈大,金、银愈易被浸出。

实际生产中,氰化物的浓度一般为 0.03% ~ 0.25%,此时游离氰根离子浓度为 10^{-2} mol/L。

氰化物选择性溶解金、银的基本原理有几种观点。根据 Boonstra 的腐蚀论,认为金在氰化物溶液中的溶解与金属的腐蚀过程相似(图 4-8-3),阳极反应为 $An(CN)_2^- + e \rightleftharpoons Au + 2CN^-$,阴极反应为 $1/2O_2 + H^+ + e \rightleftharpoons 1/2H_2O_2$。

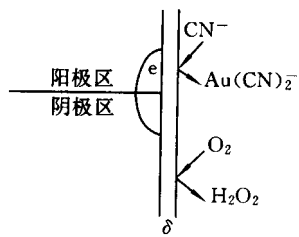


图 4-8-3　金氰化溶解过程示意图

(δ - 扩散层厚度)

氰化过程的速度取决于溶液中的氧和氰根的扩散速度。理论推导指出

溶液中氰根浓度与溶解氧浓度之比为 6 时，金的溶解速度达到极大值；实验表明：$[CN^-]/[O_2]$ 在 4.69～7.4 时浸出效果最佳。

浸出剂氰化物可分为无机和有机两大类。无机氰化物有氰化钾（KCN）、氰化钠（NaCN）、氰化钙（$Ca(CN)_2$）、氰化胺（NH_4CN）等，其中氰化钠应用较广。粗乳腈、纯乳腈、扁桃乳腈等为有机氰化物，其分子式可写为 R—CN。有机氰化物尚未得到广泛应用。

常用的氧化剂是空气中的氧（O_2），它通过鼓入空气供给。氧在水中的饱和含量为 8mg/L。此外，H_2O_2、过氧化钙等也可以作氧化剂使用。

实践表明：氰化浸金过程必须保持矿浆 pH 值在 10.5～11.0 之间。碱量过大，当 pH 值超 12 时，浸出率会降低；碱量太少，当 pH 值小于 9 时，浸出率也会明显下降。因此常用石灰（CaO）作保护碱，以避免氰化物的化学损失。

氰化物浸出金银的工艺，可用渗滤浸出或搅拌浸出，而前者又分为槽浸、堆浸和其他浸出。搅拌浸出是使氰化物溶液与细磨后的矿物原料在浸出槽中进行剧烈搅拌完成的浸出过程。可在常温下浸出，也可在高温高压下浸出；可间断作业，也可连续作业。搅拌氰化浸出法既适合于微细粒嵌布的金矿石及选矿产出的精、尾矿的浸出，也适合于泥质氧化矿的全泥搅拌浸出。搅拌氰化法与其他方法相比，有厂房占地小、浸出时间短、机械化程度高和金的浸出率高等优点。

目前在国内黄金矿山广泛采用的搅拌氰化浸出工艺有：常规氰化浸出工艺法（简称 CCD 法），包括浸出、洗涤和锌置换三个工序；炭浆法（简称 CIP 法）和炭浸法（简称 CIL 法）。利用活性炭的吸附性从氰化浸出含金矿浆的溶液中吸附金的方法叫炭浆法，而氰化浸出过程与活性炭吸附过程同时进行的方法叫炭浸法。载金炭的解吸方法很多，生产中常用下列四种方法：常压解吸法——用 85～95℃的热碱氰化液（氰化钠和氢氧化钠的浓度范围为 1%～4%）将载金炭在常压下解吸 12～24h；加压解吸法——在 130～150℃、36 kgf/cm^2 压力下，用 0.4% 的苛性钠溶液解吸 2～8 h；酒精解吸法——在 85℃条件下，用 1% NaOH 和 0.1% NaCN 及 20% 酒精的混合液进行解吸，解吸时间 5～6h；高浓度苛性钠法——用 5% 的 NaOH 和 2% 的 NaCN 溶液，在 90℃条件下解吸 2～6h，然后再用热水洗涤 5～7h。对含金解吸液中的金可以采用金置

换法，也可以采用电解沉积法回收。目前广泛采用的是电解沉积法。

对难浸金矿石的预处理技术的研究，以及为提高氰化浸出效率而出现的富氧浸出及对各种助进剂（氧化剂）的开发与应用研究，是当前该领域的科研热点。

氧化物浸出金的堆浸工艺，也已有相当广泛的工业应用。

二、溶剂萃取

（一）概述

溶剂萃取是指金属从一个液相转入与该液相互不相溶的另一个液相的物质转相过程。其中一相为含有价组分的水溶液，另一相为有机溶剂。通过萃取循环，可使有价组分得到富集与提纯。

溶剂萃取全过程或萃取循环，至少包括两个相反的步骤。首先将萃取原液与有机相充分混合，使有价组分选择性地萃入有机相称之为正萃取。两相分离之后进入第二步，即将负载有机相与反萃剂充分混合，使目的组分定量地转入反萃液，这一步称之为反萃取。两相分离之后，水相送续后处理，有机相返回萃取作业。在稀有或稀土金属的分离萃取中，为了提高分离效果而又不降低回收率，常在正、反萃取之间引进溶液对负载有机相进行洗涤。其全过程如图 4－8－4 所示。

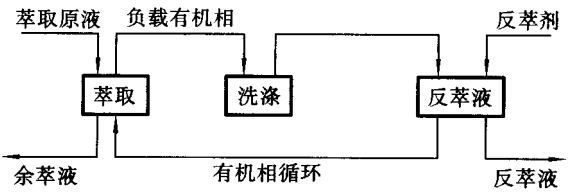


图 4－8－4　正、反萃取流程

有机相通常由萃取剂、稀释剂与添加剂组成。稀释剂一般是三者之中数量最多的组分。添加剂有时可以不要，特殊情况下稀释剂也可以不要，萃取剂本身就是溶剂如 CCl_4 等。

萃取剂是在萃取过程中能同水相中目的组分形成化学结合的有机物质，但它不溶于水而溶于稀释剂。萃取剂分为三类：酸性萃取剂（如酸性磷型萃取剂）、羧酸类萃取剂（如脂肪酸、环烷酸等）及酸性螯合萃取剂（如 LIX63、N510 等）；碱性萃取剂（如各种有机胺等）；中性萃取剂包括中性磷型萃取剂和中性含氧萃取剂（如酮、醚、醇、醛和酯等）。

稀释剂则是能溶解萃取剂、添加剂及萃合物的有机试剂，如煤油、三氯甲烷、四氯化碳、苯、甲苯等。它难溶于水，通常无萃取能力。

溶剂萃取中，有时在水相与有机相之间会出现第三相，干扰萃取过程。加入添加剂，如高碳醇或 TBP，不仅可以提高对萃取物的溶解度，还可以抑制稳定乳化物的生成。

一般地说，若目的组分以水合阳离子存在，可选择酸性萃取剂；若以络阴离子存在，则选择碱性萃取剂。

溶剂萃取过程包括物质在界面的化学反应和在两相间的分配。当转移过程达到动态平衡时，物质在两相间的浓度将不再随时间而变化，此即称为萃取平衡。在给定的温度下，当萃取达到平衡时，被萃组分在有机相中的浓度与在水相中总浓度之比定义为分配系数 D，即

$$D = C_o / C_a \tag{4-8-4}$$

式中　C_o——被萃组分在有机相的平衡总浓度；

C_a——被萃组分在水相的平衡总浓度。

D 越大表示被萃组分越容易被萃取。D 一般由实验测定。

为了表征萃取过程的分离效果，引入分离系数的概念。

$$\beta = D_1 / D_2 \tag{4-8-5}$$

式中，β 为分离系数，D_1、D_2 分别表示两种金属在同一萃取过程中的分配系数。若以两种金属中 D 值大者作分子，则 D 值越大越易分离。接近于 1 表示很难分离。

萃取率的定义为：

$$\eta_{萃} = \frac{\text{被萃物在有机相的量(g)}}{\text{被萃物在萃取原液中的总量(g)}} \times 100\% \tag{4-8-6}$$

具体地说，对单级萃取和串级萃取，萃取率可表示为：

$$\eta_{萃} = \frac{c_o V_o}{c_o V_o + c_a V_a} \times 100\%$$

$$= \frac{D}{D + \dfrac{V_a}{V_o}} \times 100\%$$

$$= \frac{mD}{mD+1} \times 100\%$$

式中，V_o、V_a 分别表示有机相和水相体积，$m = \frac{V_o}{V_a}$ 叫相比，c_o、c_a 分别表示负载有机相和萃于水相的浓度。关于相比的含义，对串级萃取为两相统量比，对单级萃取为两相接触比。即 $E = \frac{c_o V_o}{c_a V_a} = Dm_o$。

(二)萃取机理

萃取机理主要研究萃取剂与被萃物如何相互作用，生成的萃合物具有什么样的结构等问题。根据萃取机理的不同，通常将萃取体系分为四类。

(1)酸性络合萃取体系

被萃物为水合阳离子或其他形式络阳离子，萃取剂是弱酸性有机酸，萃取机理为阳离子交换，反应通式为：

$$m\,\overline{HA} + M^{m+} \Leftrightarrow \overline{HA}_m + mH^+ \qquad (4-8-7)$$

式中，HA 代表酸性萃取剂，物种上带横线者为有机物，不带横线者为在水相。酸性络合萃取又可分为酸性螯合萃取、酸性磷型萃取、羧酸萃取三种情况。

(2)中性络合萃取体系

萃取剂是中性有机物，被萃物是无机盐，萃合物是在有机相也不电离的中性络合物。其萃取机理是，中性无机盐中的金属离子，氧化数虽已满足，但配位数并未满足，而磷酰基上的氧离子可与金属离子直接配位，形成溶剂化物，使被萃物疏水亲油进入有机相。

(3)离子缔合萃取体系

离子缔合萃取的实质是金属离子—有机碱—电负性配位体形成的混配性络合物。它可分为两种情况：一是金属络阴离子与有机络阳离子缔合，叫做金属络阴离子萃取，主要指胺盐萃取及烨盐萃取。二是有机金属络阳离子与水相中较大的酸根络阴离子靠静电引力形成电中性的缔合性络合物，叫做金属络阳离子萃取，例如杂环碱与冠醚萃取。

(4)协同萃取体系

当萃取体系中含有两种或两种以上萃取剂时，称为二元或多元体系。在

该体系中,若被萃组分的分配系数显著地大于在相同条件下单个萃取剂分别使用时的分配系数之和,则称为协萃体系,或有协同效应;反之,则叫反协同效应。在理想情况下,分配系数符合叠加原理。

寻找有效的动力学协萃剂是萃取动力学研究中一个重大课题,协同萃取可大大提高分配系数,缩短平衡时间,在生产中意义重大。

(三)溶剂萃取的应用

1.有色金属的萃取

萃取技术应用于处理低品位难选氧化铜矿的堆浸液和混合矿的微生物浸液。世界铜产量的 1/3 以上都采取萃取工艺处理。用萃取法净化酸浸液、反萃液直接电解产生阴极铜的工艺已得到工业应用,其流程如图 4-8-5 所示。关于铜的萃取剂,有羟肟酮和 8-羟基喹啉衍生物。LIX64 属于芳香族羟肟,对铜有良好的选择性,可在较低 pH 值下萃取。在 pH = 2 时,LIX64 对金属的萃取顺序为:

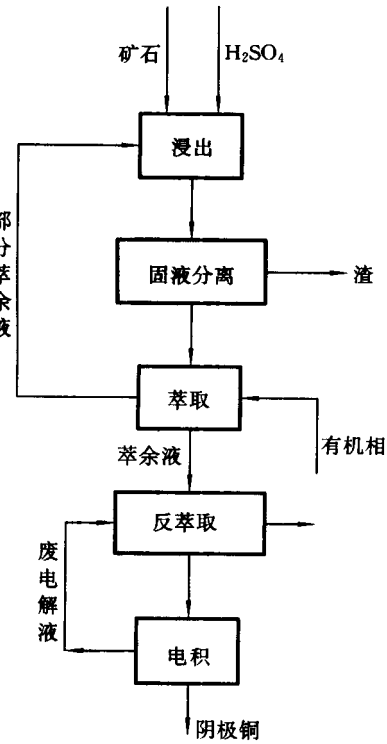


图 4-8-5　铜的提取流程

$$Pd^{2+} > Cu^{2+} > Fe^{3+} > Ni^{2+} > Pb^{2+} > Co^{2+} > Zn^{2+} > Cd^{2+} > Fe^{2+} > Mn^{2+} > Mg^{2+}$$

Co—Ni 分离萃取:钴、镍在自然界常常共生,二者的化学性质相近。含钴镍的矿石、焙砂或残渣,用硫酸或硫硝酸混合浸出,用化学法除去浸出液中的 Fe、As 等杂质,然后用 20% 的 P_{204} 钠盐或胺盐、5% 的 TBP 煤油液萃取 Co。在酸性介质中,P_{204} 对金属的萃取顺序是:

$$Fe^{3+} > Zn^{2+} > Cu^{2+} > Mn^{2+} > Co^{2+} > Ni^{2+} > Mg^{2+} > Ca^{2+}$$

而镍只有少量共萃,大部分残留在水相中。负载有机相水洗(pH = 5)后,用 HNO_3(H_2SO_4、盐酸)溶液萃取,即得含钴反萃液。

对钴镍的氨浸液,在 pH = 11 时,通入空气使 Co^{2+} 氧化为 Co^{3+},镍仍为二价离子。Co^{3+} 以钴氨络阳离子存在,可被 P_{204} 萃取,而 Ni 则不被萃取。

其他许多有色金属在一定的萃取体系中均可被萃取。

2.铀、钍与稀土的萃取

铀是率先使用萃取法富集和提纯的元素。

大多数铀矿石均用硫酸浸出，浸出液中铀以 UO_2^{2+}、UO_2SO_4、$UO_2(SO_4)_2^{2-}$ 等形态存在，可用碱性或酸性萃取剂进行萃取。生产上常用胺类萃取剂及 P_{204} 与中性硫酸酯组成的协萃体系。典型流程如图 4－8－6 所示。在胺类萃取中，胺浓度 0.1mol/L，辛酸 6%，用煤油稀释，4～5 级萃取，饱和有机相用 1 mol/L NaCl + 0.05 mol/L H_2SO_4 或 1 mol/L $NaNO_3$ + 0.1 mol/L HNO_3 或 $NaCO_3$ 溶液进行反萃。

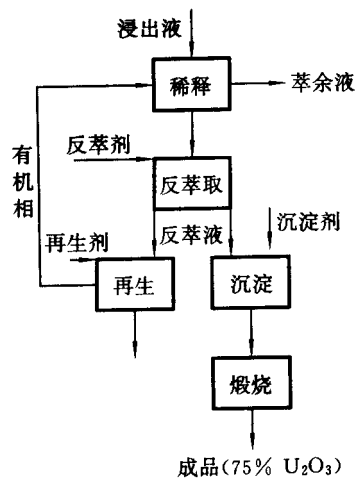


图 4－8－6　铀萃取流程

在钍的提取中，视水相介质的不同而采用不同的萃取剂。在铀钍分离萃取中，可先用 5%的 TBP 萃取铀，再用 40%的 TBP 萃取针。在钍与稀土分离中，用 40%TBP 萃取钍，稀土则不被萃取。稀土的溶剂萃取愈来愈受到人们的重视。因为应用该法不仅可以直接获得高纯单一稀土，而且可以用全萃取流程将所有稀土元素分离出来。用膦酸脂类化合物作为萃取剂萃取稀土元素的方法已得到应用，生产流程也较为成熟。这类萃取剂具有较高的燃点和闪点以及较大的萃取容量和分离系数，适合于萃取和分离稀土。

(四)超临界流体萃取

近年来超临界流体萃取(extraction with supercritical fluid)技术已发展成为

一项新的化工分离技术，用于石油、医药、食品、香料中许多特定组分的分离。

超临界流体萃取是利用超临界条件下的流体作为萃取剂，从液体或固体中萃取出特定成分，以达到分离目的的一种萃取方法。也有称之为气体萃取(gas extraction)或者稠密气体萃取(densegas extraction)。所谓超临界流体(SCF)是指处于临界温度及临界压力以上的流体。超临界流体具有溶解许多物质的能力。目前，从油砂中提取汽油，从石油中分离特定成分，从啤酒花中提取有效成分，从咖啡豆中脱除咖啡因等超临界流体萃取已得到工业应用。当用 CO_2 作为超临界流体萃取的气体溶剂时，由于溶剂为无毒的气体，避免了通常采用有机溶剂所带来的污染问题，因而更受到医药工业和食品工业的关注。

1.超临界流体的性质及选择原则

在比临界点温度稍高的区域内压力稍有变化，就会引起超临界流体密度的很大变化。当压力增加时，超临界流体的密度就会接近液体的密度，因而超临界液体对固体、液体的溶解能力与液体相近。超临界流体的密度接近液体，但粘度却接近于普通气体，而扩散能力又比液体大 100 倍，这些性质是超临界流体萃取比溶液萃取效果好的主要原因。

对临界流体选择的原则是：①化学性质稳定，对设备无腐蚀性；②临界温度应接近室温或操作温度，不要太高也不要太低；③操作温度应低于萃取组分的分解、变质温度；④临界压力应该低些(降低压缩动力)；⑤选择性应该高(容易得到高纯制品)；⑥对萃取质的溶解度高(可减少溶剂循环量)；⑦货源充足，价格便宜。当在医药、食品工业上应用时对人体无毒性，这一点至关重要。

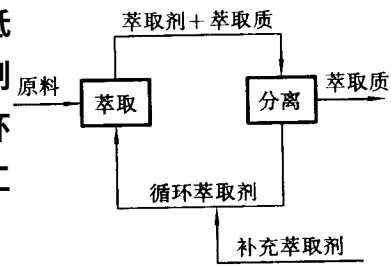


图 4－8－7　超临界流体萃取的基本过程

迄今为止，已研究过的作为萃取剂使用的气体主要有乙烷、乙烯、丙烷、丙烯等。一般选取与被萃取溶质性质相近的气体(也可以是混合气体)作为萃取气体

2.超临界流体萃取的典型流程及应用

超临界流体萃取过程基本上由萃取阶段和分离阶段组成，如图 4－8－7

所示。按所采用的分离方法不同，可以有三种基本流程，如图 4－8－8 所示。

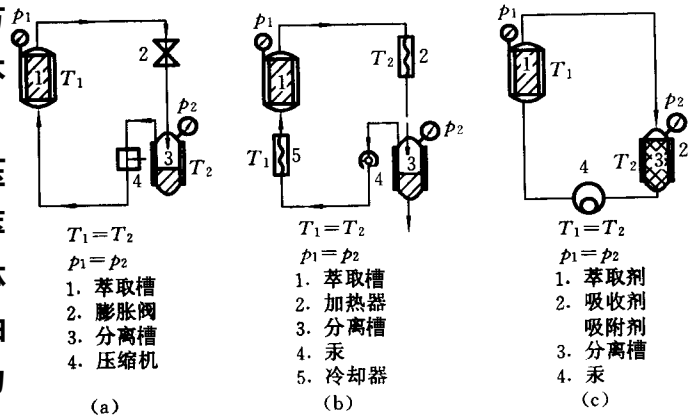


图 4－8－8　超临界流体萃取的三种基本流程

(a)等温法；(b)等压法；(c)吸附法

图 4－8－8(a)是变压萃取分离法(等温法)。萃取了溶质的超临界流体(萃取相)从萃取槽中抽出，经膨胀阀后由于压力下降、溶解度降低而析出萃取质，经分离后萃取质从分离槽下部取出，气体萃取剂由压缩机送回萃取槽循环使用。图 4－8－8(b)是变温萃取分离法(等压法)。采用加热升温的方法使气体和萃取质分离，萃取物从分离槽下方取出，气体经冷却压缩后返回萃取槽循环使用。图 4－8－8(c)是在分离槽中使用吸附剂的萃取分离法(吸附法)。

超临界流体萃取在各领域中的应用研究情况列于表 4－8－11 中。

表 4－8－11　超临界流体萃取的应用

医药工业	酶、维生素等的精制，动植物体内药物成分的萃取(如生物碱、生育酚、挥发性芳香植物油)，医药品原料的浓缩、精制、脱溶剂，脂肪类混合物的分离精制(如磷脂、脂肪酸、甘油酯等)，酵母、菌体生成物的萃取	食品工业	植物油脂的萃取(大豆、棕榈、可可豆、咖啡等)，动物油的萃取(鱼油、肝油等)，食品的脱脂，茶脱咖啡因，酒花的萃取，植物色素的萃取，酒精饮料的软化脱色、脱臭
化妆品香料工业	天然香料的萃取，合成香料的分离、精制，烟叶的脱尼古丁，化妆品原料的萃取、精制	化学工业	烃类的分离，链烷烃与芳香烃、环烷烃的分离，α－稀烃的分离，正烷烃和异烷烃的分离，有机合成原料的分离(羧酸、脂等)，有机溶剂水溶剂的脱水(醇酮)，恒沸混合物的分离，作为反应的稀释剂(如自聚合反应链烷烃异构化)高分子物质的分离

其他	煤中石蜡、杂酚油、焦油的萃取，煤液化油的萃取和脱尘，石油残渣油的脱沥青、脱重金属原油或重质油的软化，用于分析的超临界色谱	

三、焙烧

焙烧是一种加温过程，其实质是在某种气氛中，将矿物原料加热至低于其熔点的温度，使目的组分与炉气发生化学反应，转变成适于后续处理作业所要求的成分和形态。经过焙烧的矿物原料叫做焙砂。

按焙烧过程中化学反应特性的差别，将与矿物加工过程相关的焙烧分为氯化焙烧、还原焙烧、磁化焙烧和钠化焙烧。

(一)氯化焙烧

1.氯化焙烧的实质

矿物原料与氯化剂(气体或固体)在氧化或还原性气氛中加热并发生化学反应，生成可溶性或气态金属氯化物的过程，称为氯化焙烧。

氯化焙烧的实质是利用氯的高化学活性。氯在一定温度一定气氛下能与难以分选的金属氧化物和硫化物作用，生成易处理的金属氯化物。金属氯化物熔点低，易挥发；常温下易溶于水，高温下能挥发。

根据焙烧生成物——金属氯化物的处理方法不同，氯化焙烧可分为氯化焙烧—浸出法和氯化挥发法。氯化焙烧—浸出法是中温氯化焙烧时，用水浸出焙砂中的金属氯化物，金属从浸出液中提取。氯化挥发法是高温氯化焙烧时，将气态金属氯化物收集在冷凝器中，金属从烟尘中用化学方法提取。

若在焙烧过程中加入还原剂，则称还原氯化焙烧。使用固体碳粉作为还原剂时，金属氯化物在碳粒表面还原以金属状态析出，称为氯化离析，简称离析法。

2.氯化焙烧的基本原理

氯化焙烧的基本原理可用化学反应式来表示。

金属氧化物的氯化反应通式为：

$$MO + Cl_2 \xlongequal{} MCl_2 + 1/2(O_2) \qquad (4-8-8)$$

Cu、Pb、Zn、Ag、Hg、Cd 等金属的氧化物与氯反应，在标准状态下的自由焓变量的负值大，容易氯化；而 Sn、Co、Ni 等金属氧化物难以氯化。

在氧和氯同时存在时，金属氧化物的氯化反应是可逆的。氯氧比，即反应体系中氯与氧的分压（或浓度）的比值，决定氯化或氧化哪个起决定作用。

金属硫化物氯化的通式为：

$$MS + Cl_2 \xlongequal{} MCl_2 + 1/2(S_2) \qquad (4-8-9)$$

金属硫化物和氧化物相比，容易氯化。因为氧和金属亲和力比硫和金属亲和力大，故取代硫比取代氧容易。

氯化焙烧时常使用廉价的固体氯化剂，如 NaCl、$CaCl_2$ 等，这些氯化剂在体系中可与其他组分作用分解出产物 Cl_2 和 HCl 来进行氯化。

实际焙烧过程中，还有 O_2 和 SO_2 等活泼成分存在，它们促使固体氯化剂发生分解反应：

$$CaCl_2 + SO_2 + O_2 \xlongequal{} CaSO_4 + Cl_2 \qquad (4-8-10)$$

$$2NaCl_2 + SO_2 + O_2 \xlongequal{} Na_2SO_4 + 2Cl_2 \qquad (4-8-11)$$

难选氧化铜（如结合铜）的氯化离析可用下列化学反应表示。

首先，食盐与矿石中结晶水、SiO_2 成分作用：

$$2NaCl + H_2O + SiO_2 \xlongequal{} Na_2SiO_3 + 2HCl \qquad (4-8-12)$$

$$4NaCl + Al_2O_3 \cdot 2H_2O + 2SiO_2 \xlongequal{} Na_4Al_2O_3 \cdot 2SiO_3 + 4HCl \qquad (4-8-13)$$

分解产物 HCl 对氧化铜的氯化：

$$2CuO + 2HCl \xlongequal{} 2/3(Cu_3Cl_3) + H_2O + 1/2(O_2) \qquad (4-8-14)$$

$$Cu_2O + 2HCl \xlongequal{} 2/3(Cu_3Cl_3) + H_2O \qquad (4-8-15)$$

氯化亚铜的还原：

碳质还原剂与物料中水分或反应生成的水反应：

$$C + H_2O \xlongequal{} CO + H_2 \qquad (4-8-16)$$

氯化亚铜蒸气被碳粒表面吸附的 H_2 还原：

$$Cu_3Cl_3 + 3/2(H_2) \xlongequal{} 3Cu + 3HCl \qquad (4-8-17)$$

3. 氯化焙烧的应用实例

氯化挥发法在重金属、轻金属和稀有金属工业中得到广泛应用，主要用来处理钛铁矿、贫锡矿、菱镁矿及袒、铌氧化物等难以直接氯化的原料。氯化挥发法要求焙烧温度较高（1000～1200℃），我国某些地区的难选锡中矿含 Sn 1.5%左右，加入还原剂（碳粉）、氯化剂（氯化钙）和粘合剂制团，高温氯化挥发，物料中的锡、铅、锌、铟、铋、镉成气体挥发，砷、铜部分挥发，铁不挥发。挥发的氯化烟尘通过收尘、浓密和过滤后得到溶液和沉淀，锡、铅进入沉渣，铟、铋、锌、镉进入溶液。锡、铅挥发率可达 95%以上，成品回收率相应为 85%和 90%。氯化离析法用于处理难选铜矿，用浮选从离析产品中富集铜，铜回收率可达 75%～95%，铜品位达 30%～50%。

（二）还原焙烧

在还原性气氛中使金属氧化物还原成金属，或使高价金属氧化物还原成低价氧化物的过程，称还原焙烧。含镍红土矿是一种储量最多、最难处理的镍矿石。还原焙烧可将红土矿中的 Ni、Co 氧化物还原成金属 Ni、Co，而与其他成分分离。

褐铁矿型红土矿中的镍是以氧化镍与氧化铁的固熔体[(Fe、Ni)O(OH)·nH_2O]状态赋存的，硅酸盐型氧化镍矿中的镍、铁和钴以不同比例取代部分氧化镁。

还原焙烧时主要化学反应（焙烧温度 780℃）为：

$$CoO + CO = C_o + CO_2 \qquad (4-8-18)$$

$$CoO + H_2 = Co + H_2O \qquad (4-8-19)$$

$$NiO + CO = Ni + CO_2 \qquad (4-8-20)$$

$$NiO + H_2 = Ni + H_2O \qquad (4-8-21)$$

焙烧产品中的金属 Ni、Co 用氨浸出。镍、钴浸出率分别为 75%～80%和 40%～60%。

（三）磁化焙烧

磁化焙烧的实质是选择性还原焙烧，即在一定条件下，将高价弱磁性氧化铁矿物（如 Fe_2O_3）还原成低价的强磁性的磁铁矿（Fe_3O_4），或具有 Fe_3O_4 结晶状态的 $\gamma-Fe_2O_3$。赤铁矿、褐铁矿（$2Fe_2O_3\cdot3H_2O$）和针铁矿（$Fe_2O_3\cdot H_2O$）等氧化铁矿物磁化率低，用强磁选机处理效率较低，经磁化焙烧后变成强磁

性焙砂，可用处理量大、分选效率高的弱磁选机分选。

赤铁矿（$a-Fe_2O_3$）还原得 Fe_3O_4，若 Fe_3O_4 低温氧化则生成强磁性的 $\gamma-Fe_2O_3$。所以，又把获得 Fe_3O_4 产品的过程叫还原磁化焙烧，把获得 $\gamma-Fe_2O_3$ 的过程叫还原—氧化磁化焙烧。后者能缩短焙烧过程的时间，增大处理能力，故在生产实践上得到应用。前者是可逆过程，后者则是不可逆的。

在焙烧温度 570℃左右，用含有 CO、H_2、C 和 CH_4 还原成分的物质还原弱磁性氧化铁矿物。天然气含 CH_4 93%，在 300℃时部分氧化，得到含 $CO+H_2$ 的裂化气，作为还原剂。

焙烧产品加磁选的工艺已有数十年历史，我国、前苏联、意大利、美国等国家都有铁矿石磁化焙烧的实例，我国多分布在鞍钢、酒钢和重钢的一些矿山和选矿厂，主要采用竖炉，前苏联、意大利等多采用转炉。但由于基建投资和生产费用高，对环境污染严重，磁化焙烧已逐步被其他方法所取代。

（四）钠化焙烧

在含钒、钨、铬等有用成分的原料中，加入氯化钠、硫酸钠或碳酸钠等添加剂，经焙烧生成可溶性的钒、钨或铬酸的钠盐的过程，称钠化焙烧。其实质是将钠盐（NaCl、Na_2CO_3、Na_2SO_3）与含钒、钨、铬等有价成分的难处理氧化矿，在一定氧化条件下焙烧，使有价成分形成可溶性钠盐，以便下一步化学提取。

含钒原料的钠化焙烧在实践中应用较广。下面介绍钒矿石的钠化焙烧。

自然界中钒多以三价状态存在。三价钒离子半径（0.065 nm）与三价铁离子（0.087 nm）相近，故三价钒本身很少生成独立矿物，而多作为类质同像杂质存在于铁及部分铝矿物中，这是钒在自然界中非常分散的原因。通常，钒以同晶杂质存在于钒钛磁铁矿内，也广泛分散在硅酸盐及硫化矿物中。钒的重要矿物有绿硫钒矿（VS_2 或 V_2S_5）、铅钒矿（$Pb_5(VO_4)_3Cl$）、钒云母（$KV_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$）、铀云母（钾钒铀矿或钙钒铀矿）、钒钛磁铁矿等。钒还常和一些煤、沥青、石油在一起，五价钒与铀和磷在一起形成独立的矿物。

含钒原料在 750～900℃的氧化气氛中钠化焙烧可：①破坏钒矿物的组织结构；②把低价钒（V^{3+} 或 V^{4+}）氧化成五价钒氧化物，五价钒钠盐能溶于水；③使 V_2O_5 与从钠盐分解出来的 Na_2O 相结合，生成水溶性的矾酸钠 $xNa_2O\cdot$

yV_2O_5，通过浸出得到含钒水溶液。

常用的钠化焙烧添加剂有 $NaCl$、Na_2CO_3、Na_2SO_3，还有 $NaNO_3$、Na_2O 和 $NaClO_3$ 等。工业上常用的添加剂为食盐、纯碱和芒硝。

焙烧过程必须保证低价钒的氧化和添加剂分解的氧化条件，可用下列化学反应式表示。

钠盐添加剂的分解反应：

$$2NaCl + 1/2(O_2) = Na_2O + Cl_2 \uparrow \quad (4-8-22)$$

$$Na_2CO_3 = Na_2O + CO_2 \uparrow \quad (4-8-23)$$

$$Na_2SO_4 = Na_2O + SO_2 + 1/2(O_2) \uparrow \quad (4-8-24)$$

原料中低价钒的氧化反应：

$$3V_2O_3 + 9Cl_2 = 6VOCl_3 \uparrow + 3/2(O_2) \uparrow \quad (4-8-25)$$

$$2VOCl_3 + 3/2(O_2) = V_2O_5 + 3Cl_2 \quad (4-8-26)$$

五价钒的钠化反应：

$$Na_2O + V_2O_5 = 2NaVO_3$$

根据焙烧条件不同，可生成 Na_2O 与 V_2O_5 比例不同的钒酸盐：正钒酸钠 $3Na_2O \cdot V_2O_5$、焦钒酸钠 $2Na_2O \cdot V_2O_5$、偏钒酸钠 $Na_2O \cdot V_2O_5$。

上述钠化焙烧基本上属于碱法处理。

四、非金属矿物的化学调制

(一)概述

迄今为止，世界上实现工业利用的矿物达 300 多种，其中 250 多种是非金属矿物。非金属矿产品的价值、地位与作用，已超过金属矿产品而渗透到人类生活的各个方面。非金属材料比金属材料更适应高强、高温、轻质、绝缘、耐腐蚀等方面的特殊要求，在工业应用中已部分代替了金属材料。为满足国民经济发展对新材料的需要，应选择适当的处理方法，有目的地改善矿物或其表面的理化性能，以提高其使用价值和开拓新的应用领域。由于非金属矿物的性质和工业技术性能的多种多样，因此，对其进行调制的方法也很多。主要有如下三种方式：①表面改性。即通过矿物与有机偶联剂等改性剂

的作用，改善其表面化学性能，或与其他涂敷材料作用，改善表面物理或机械性能。表面改性已在前面专门阐述。②化学处理改性。即通过矿物与碱、酸、盐等化合作用，改变或改善矿物的理化性能。③热处理和高温处理改性。即通过加热的方法或高温煅烧的方法，使矿物的物理或化学性能得到改善或改变。下面主要讨论化学处理改性及热处理和高温处理改性。

（二）化学处理改性

通过化学处理，可以改变矿物结构内部的可交换阳离子种类，从而改变矿物的物理和化学性能。如膨润土用酸处理，使 H^+ 取代其中的 Al^{3+}、Mg^{2+} 离子，可改型为活性膨润土；钙基膨润土用钠盐处理，可交换的 Ca^{2+} 被 Na^+ 取代，可改型为吸附性能更好的钠基膨润土。又如，沸石经过酸或盐处理，内部结构得到改善，载气量得到提高。化学处理是非金属矿物改性中应用最广的方法。

1.膨润土的化学处理

膨润土是指主要由蒙脱石矿物组成的一种粘性土。我国自然产出的膨润土以钙基膨润土为主，其性能和使用价值远不如钠基膨润土。

（1）钙基膨润土的钠化：向钙基膨润土中加入一些钠盐（Na_2CO_3 等），用 Na_+ 置换蒙脱石层间的 Ca^{2+}、Mg^{2+}，使其转化为钠基膨润土。钠化后的膨润土，其物理性能优于钙基和镁基膨润土，吸水率和膨胀系数大，阳离子交换容量高，在水介质中分散性好，其胶体悬浮液触变性、粘性、润滑性好，热稳定性能好，并具有较强的可塑性和粘结性。

膨润土钠化改型工艺可分为湿法和干法两种。湿法又称悬浮液法，即将膨润土与水配成液固比为 1∶1 的矿浆，向其中加入过量的 Na_2CO_3 改性剂，经强烈搅拌一定时间后，即可得到改型后的人工钠基膨润土。干法工艺是将钙基膨润土经破碎后，加入 Na_2CO_3 溶液（3% ~ 8%），加入一定量的水，经过混合挤压工序（改型的关键过程），再经干燥、粉碎即得人工钠化产品。

（2）膨润土的酸化：对膨润土进行酸处理活化，可得到活性的膨润土。在强酸性溶液中，蒙脱石层间阳离子 Al^{3+}、Mg^{2+} 可被 H^+ 部分或全部置换，所得的活性土比钠基膨润土的比表面积更大，吸附能力更强。其酸处理工艺也包括干法和湿法两种，流程如图 4－8－9 所示。

酸化可用硫酸或盐酸。由于各种膨润土的杂质含量不同，耗酸量也不同，一般为 500kg/t 左右，如采用加压反应，可降低酸耗量。活化反应可在反应釜中进行，活化反应的平均温度一般为 85～92℃，反应需进行 2～8h。

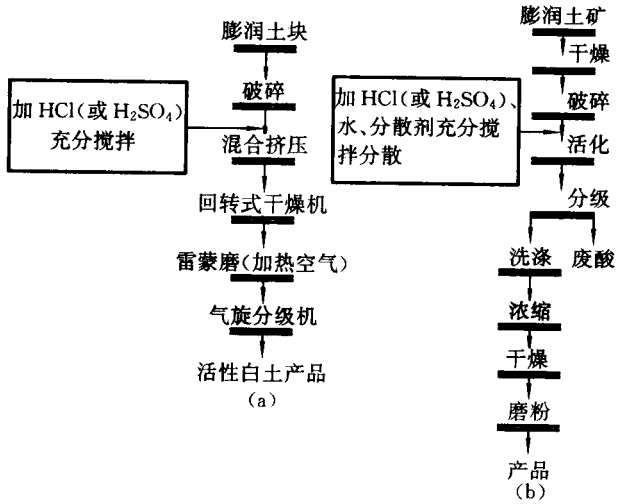


图 4－8－9　膨润土的酸化流程

(a)干法；(b)湿法

2.沸石的化学处理

自然界已发现的天然沸石达 40 余种，但目前只有斜发沸石、丝光沸石等六种沸石的工业应用意义较大。沸石是呈架状结构的硅酸盐矿物。其硅氧四面体中的部分 Si^{4+} 可被 Al^{3+} 置换，为了平衡晶格的多余阴电荷，引入金属阳离子 K^+、Na^+ 等。由于沸石中硅氧四面体的连接方式不同，在其结构中形成很多孔穴和孔道，孔穴和孔道体积占晶体总体积的 50% 以上。沸石的结构像是疏松多孔的海绵体，具有很强的吸附性。孔道、孔穴大小均匀、固定，直径约在 0.3～1nm 之间。小于该直径的分子能被吸附，而大于该直径的物质则被排出不被吸附，可对分子起筛分作用。沸石的选择性吸附、分子筛性能，取决于沸石的孔径和被吸附分子的大小、结构、极性和化学键等。沸石还具有离子交换性能，利用这一性能，可作为控制环境污染、处理三废、吸附除去某些重金属离子、改良土壤等既经济又高效的离子交换剂。沸石还是有效的催化剂和催化剂载体。

天然沸石经过盐酸或硫酸溶液浸渍处理一定时间，再把中和后的矿样在

水中煮沸一定时间，然后干燥、焙烧，可大大提高其吸附性能。用 NaOH 溶液处理天然沸石，在 95℃下加热 70h，可获得吸附能力大大增强的 P 型沸石。将天然丝光沸石用稀酸（HCl、H_2SO_4、HNO_3、$HClO_4$ 等）处理，使 H^+ 交换率至少在 20%以上，成型后再在 90～110℃干燥，最后在 350～600℃温度下加热火化，所得 H 型沸石具有很高的吸附速度和阳离子交换容量。

3.海泡石和凹凸棒石的化学处理改性

海泡石是一种富镁纤维状硅酸盐粘土矿物。由链层状结构的硅氧四面体或八面体组成，且同一层四面体氧不是指向一个方向，而是交互地指向相反方向，从而形成较大的空间（即具有很大的内表面积）。这些空间容纳着大量的水分子和可进行交换的阳离子。海泡石单元层空洞约为 0.38nm×0.98nm，最大可达 0.56nm×1.1nm，故有极大的比表面积（可达 $150m^2/g$），因而海泡石具有极强的吸附性、脱色性和分散性。海泡石用酸进行处理时，溶液中的 H^+ 交换层相的阳离子，并溶出八面体中的 Al^{3+}、Mg^{2+}、Fe^{3+} 等，增大晶层间距，疏通孔道，使层内孔隙增大，内表面积增加。经过酸处理后的海泡石可作为水、油等各类物质的吸附剂，也可作为精炼石油等油脂工业的吸附剂、脱色剂、净化剂或过滤剂。

凹凸棒石的结构与海泡石大体相同。采用盐酸或硫酸进行活化处理，可增加其比表面积和脱色性能。

（三）热处理和高温煅烧改性

1.概述

非金属矿物的热处理和高温处理又称为火法加工，它是非金属矿工业中非常重要的处理方法。通过热处理，许多矿物可以改变其化学组成、晶体结构、物理性质，从而改善其在工业应用中的技术性能。

按照矿物在热处理后在形态、组成、结构等方面的变化，可将矿物热处理分为改性热处理、高温膨胀煅烧、高温分解煅烧、高温熔融四种。若经热处理后，矿物内部晶体结构或物理构造方面有所变化，但此种变化除了表面自由水、内部吸附水或结晶水发生分解及脱除外，其他化学成分变化不大，这类处理方法可归结为改性热处理。若经过热处理后，矿物在结构上急剧膨胀，物理性质（主要是密度）发生巨大变化，这类处理方法为高温膨胀煅烧，例如膨

胀珍珠岩、膨胀石墨的加工等。若矿物经过热处理后，在主要化学成分（除水分外）上发生重大变化，这类处理为高温分解煅烧。如碳酸盐矿物中的石灰石、菱镁矿，煅烧后分解出 CO_2，生成氧化钙、氧化镁等。高温熔融是固体矿物或岩石在达到熔点的温度下转变为液相高温流体的工艺过程，包括单一成分的熔融及复合成分的熔融。如石英玻璃、熔融氧化铝、熔融 TiO_n 单晶及氧化物耐火材料等。复合成分的熔融如铸石、硅酸铝耐火纤维、岩棉、矿渣棉等。

矿物的热处理改性和高温煅烧加工，一般是在各种工业窑炉或其他加热装置中进行的。

2.矿物的热处理改性

（1）高岭土热处理改性

煅烧是生产特殊高岭土产品的一种广泛应用的工艺技术。高岭土的理论化学成分为：SiO_2 46.54%，Al_2O_3 39.50%，H_2O 13.96%。煅烧的目的就是除去约占总量 14%的结构水，同时也排除掉一部分挥发性物质。当煅烧温度接近 500℃时，高岭土中的羟基以蒸气状态逸出，同时晶体开始破坏。温度升至 650℃左右完成脱羟，这时水合铝硅酸盐变成了偏高岭石，其化学反应如下：

$$Al_2Si_2O_5(OH)_4 \xrightarrow{550\sim700℃} Al_2O_3\cdot 2SiO_2 + 2H_2O$$

（偏高岭石）

煅烧高岭土较普通高岭土白度高、密度小、比表面积大，吸油性、遮盖性和耐磨性、绝缘性和热稳定性高。

随煅烧温度的不同，可以获得不同的煅烧产品。如经 1000℃煅烧的高岭土，比脱羟高岭土更白更亮，具有良好的光学性能，可用作纸张填料。经 1300～1525℃煅烧的高岭土已经莫来石化，是耐火熟料，耐火度达 1770℃，可用作耐火制品填料。

（2）石膏热处理改性

自然界中有两种形态的石膏，即二水石膏（$CaSO_4\cdot 2H_2O$）和无水石膏（$CaSO_4$ 即硬石膏）。二水石膏经煅烧后失水，在不同煅烧温度下获得具有不

同特性的产物。在 65～70℃煅烧，二水石膏开始脱水变为半水石膏，再加热到 200℃时，则变为无水石膏，此时若与水接触则又凝结为二水石膏。温度如超过 450℃，在 450～700℃之间时，其产物的化学成分虽未变，但它极难溶于水，遇水也不凝结，称之为烧死石膏。

半水石膏又称熟石膏或建筑石膏。它与水按一定比例混合，成为塑性体，经过一段时间变成固体。半水石膏又分为 α、β 型两种，都由二水石膏煅烧而成，但因煅烧条件不同，二者的水化硬体在物化性质及力学性能上有很大不同。

其他矿物如沸石、凹凸棒石和海泡石，也可以采用煅烧热处理进行改性调制。

3.矿物的煅烧膨胀

某些非金属矿物，如蛭石、珍珠岩、酸化石墨等，在遇到高温煅烧时，体积迅速膨胀，可达原来的几倍、几十倍甚至上百倍。这一特殊的性能，使得它们在保温材料、过滤材料、化工材料、密封材料领域得到广泛应用。

(1)蛭石的煅烧膨胀

蛭石是金云母或黑云母经热水变质作用、交代作用和水化作用等而形成的变质云母。蛭石的膨胀受其水化程度的影响。当蛭石片急剧受热时，其解理面四周边缘要比中间部分先被加热，层间的水分从边缘部分排除比从中间部分排除更快。水分沿蛭石片周围封闭了层间空间，在其中造成了能有效地使之膨胀的高蒸气压力。加热速度越快，蛭石片边缘和中心的温度梯度就越大，水分封闭周边越早，层间水分参与膨胀的过程越有效，因而膨胀程度越高。蛭石的膨胀是沿着与层片垂直的方向进行的，就好像拉开手风琴一样。

蛭石的层间结晶水脱出后，其厚度可增大 15～20 倍，体积增大 8～15 倍，最大可达 40 倍，成为带有银色或金色光泽的质地疏松的物质。它具有隔热、保温、耐冻、抗菌、防火、吸水、吸音等优异性能，但它不耐酸，介电性能较差。

(2)可膨胀石墨的煅烧膨胀

酸化石墨是石墨经过化学处理而生成的石墨层间化合物，又称为可膨胀石墨。它是由氧原子等进入石墨晶格层间，夺取了层间可自由活动的 π 电

子,与碳形成共价键,这些层间化合物受到高温加热时,由于高速脱氧作用,吸附物被迅速分解汽化而产生具有一定能量的推力,这种推力足以破坏层间范德华氏结合力,并使石墨内的金属键(π键)断裂,石墨晶格层沿垂直于层面方向迅速膨胀,酸化石墨晶体被破坏,这时原来鳞片状酸化石墨变成具有一定卷曲形状的'蠕虫'状或柳叶状膨胀石墨。

膨胀石墨除保留了天然石墨的耐高温、耐腐蚀、各向异性等特性外,还增加了柔韧性、回弹性、可塑性、低密度及良好的密封性等独特性能,不需加任何粘结剂,经不同压缩比的机械加工,即可碾展成箔或模压成型,成为广泛应用于各工业部门的高级密封材料。

4.矿物的煅烧分解

矿物的煅烧分解,主要是指碳酸盐矿物如石灰石、白云石、菱镁矿等在高温下,分解成氧化物和二氧化碳。这些氧化物再与煅烧时产生的二氧化碳进行炭化反应,可制得各种性能优异的深加工产品。

(1)石灰石的煅烧分解

石灰石在900℃以上(一般1000~1300℃)温度条件下煅烧分解可制得生石灰,即

$$CaCO_3 \xrightarrow{1000\sim1300℃} CaO + CO_2 \uparrow \qquad (4-8-27)$$

石灰广泛应用于冶金、化工、建材、建筑、轻工、农业等各个部门。

轻质碳酸钙的加工:石灰石煅烧时,分解出大量的CO_2,可将其回收利用。生石灰(CaO)加水后生成$Ca(OH)_2$粉(称为消化),用它吸收CO_2(称为碳化)即可生产出轻质碳酸钙,再经沉淀、脱水、干燥等工艺即可得最终产品。

在碳化过程中通过加入不同种类、用量的助剂和控制反应条件,可使生成的轻质碳酸钙呈现不同的晶型,如椭球形、纺锤形等特殊晶型。

(2)白云石的煅烧分解

白云石的化学成分为$MgCO_3 \cdot CaCO_3$,它像石灰石一样,在高温下煅烧时会分解出CO_2:

$$MgCO_3 \cdot CaCO_3 \xrightarrow{500\sim900℃} MgO \cdot CaO + 2CO_2 \uparrow \qquad (4-8-28)$$

轻质碳酸镁的碳化加工:轻质碳酸镁简称轻镁,其加工方法有卤盐纯碱

法、镁泥碳化法及白云石碳化法三种。白云石碳化法是以白云石为原料，回收利用石灰窑中 CO_2 以生产轻质碳酸镁。

(3)菱镁矿的煅烧及镁制品的加工

菱镁矿($MgCO_3$)经煅烧后成为熟料产品，根据其煅烧温度不同而分为轻烧镁和重烧镁。菱镁矿经 700～1000℃低温煅烧，菱镁矿中 CO_2 尚未完全析出，所得产品为轻烧镁或称活性氧化镁。轻烧镁具有很高的活性和粘结性，是生产高体密镁砂的理想原料。

菱镁矿加热到 1400～1800℃时，CO_2 完全失去，氧化镁形成方镁石，即成为重烧镁。它具有很高的耐火度，其熔点可达 2800℃。通常所说镁砂是指具有一定颗粒组成的重烧镁，是由重烧镁破碎而成的。

5.锐钛型钛白粉的煅烧改型

常规的硫酸法制取钛白粉工艺，其产品通常为锐钛型晶粒。它与金红石型晶型的钛白粉在性能及应用方面有较大差异。为此，有人研究采用煅烧法将锐钛型转变为金红石型。从热力学分析，锐钛型二氧化钛(TiO_2)在任何温度下向金红石转型的过程是自发进行的，但事实上由于两者在结构上有显著的差异，导致成核非常困难，只有加热到一定温度相交才可能发生。研究表明：攀枝花钛白粉厂的产品需加热至 1165℃煅烧 4 min 或加热至 1200℃煅烧 2min，才完全转变为金红石型晶体；而天津钛白粉厂的产品需加热至 1165℃煅烧 2 min 或加热 1100℃煅烧 10 min 才能完全转变成金红石型晶体；而以上两种样品如加入适量的晶型转化助剂，加热至 900℃煅烧 60 min，即可完全转化为金红石型晶体结构，且晶体粒度不会生长过大。

6.煅烧法生产微晶玻璃花岗岩

微晶玻璃花岗岩是微晶玻璃的一种。它是将特定的玻璃经热处理晶化制得的多晶陶瓷，是结晶相和玻璃相的复合相。其工艺流程为：配料—熔化(1450～1500℃，2～5h)—水淬—升温晶化(自 700℃至 1100～1200℃)—切磨抛光—成品。近年来，有人利用矿山采场废石(或尾矿)磨细后，经合理配方，即可利用上述工艺过程制得尾矿微玻岩，它是一种新型人造石材，在玻璃质内含少量硅灰石或透辉石等钙、镁硅酸盐微晶，其抗压强度、抗折强度、光泽度、耐酸碱性等性能均达到或超过高档天然花岗石材，成为当今建筑市场上

颇为走俏的装饰面料。

第三节　造粒成型

造块是将粉状物料制成在物理性能和化学组成上能满足下一步加工要求的人造块状物料的过程。所得产品不仅发生物理性质(包括密度、孔隙率、形状、粒度组成等)的变化,也发生化学成分和物理化学性质(矿物组成、软熔性能、膨胀特性等)的变化,有利于提高后续加工工序的生产能力及节省能耗、改善环境。一般将造块法(Agglomeration Process)分为烧结法、球团法和压团法。

烧结法(Sintering)是将粉状物料(如粉矿或精矿)进行高温加热,在不完全熔化的条件下粘结成块的方法。所得产品称为烧结矿,其外形为不规则多孔状,主要靠液相粘结(又称熔化烧结),扩散粘结仅起次要作用。烧结所需热量由配入烧结料内的焦粉或煤粉与通入过剩的空气经燃烧而提供。

球团法(Pelletization)是将细粒物料(尤其是细粒精矿)经加水润湿,在专门的造球机上经滚动而制成生球,生球再经干燥及高温焙烧固结的方法。所得产品称为球团矿,其外形呈球形,粒度均匀,具有高机械强度和高还原性。球团矿中固相粘结起主要作用,液相粘结很少。高温焙烧时的主要热源由外部气体燃烧提供。

造块工艺已在国民经济中的有关领域获得广泛应用,尤其烧结法和球团法两大造块方法,对促进国内外钢铁工业的发展起到了举足轻重的作用。国内铁矿烧结矿产量达 1.5 亿 t,球团矿产量达 1200 万 t,为高炉增产节焦提供了优质精料。此外,造块方法还广泛应用于有色冶金、化工建材、医药食品及环境保护等行业。

一、烧结法

(一)烧结法的一般原理

烧结是目前国内外钢铁企业及采用 ISP 法的铅锌企业最广泛采用的造

块方法。铁锰矿石的烧结采用抽风烧结，而铅锌精矿的烧结则采用鼓风烧结。

铁矿烧结工艺过程基础理论如下：

1.烧结过程燃料燃烧与传热规律

在烧结过程中，混合料中固体燃料（焦粉或无烟煤粉）燃烧提供的热量占烧结总需热量的90%左右。固体燃料燃烧效率及燃烧速度对烧结矿产质量和能耗有着显著影响。

烧结料中固体炭在温度达700℃以上即着火燃烧，燃烧反应以完全燃烧为主，燃烧反应速度处于扩散燃烧区。

在烧结过程中，必须保证传热前沿速度和燃烧前沿速度相匹配。在配炭正常或稍高的情况下，燃烧前沿速度往往落后于传热前沿速度。炭的燃烧处于扩散燃烧区，因此一切能加快扩散速度的因素，如减小燃料粒度、降低燃料配比、增加气流速度（改善料层透气性、增大风机风量等）和气流中的含氧量、添加氧化剂以提供活性氧等，都能提高燃烧反应速度。倘若配炭较低，剩余氧浓度很大，燃烧前沿速度高于传热前沿速度，烧结总速度受传热前沿速度控制。例如含硫矿石烧结即属此例，可通过提高气体热容量、改善料层透气性等措施加快传热前沿速度，从而提高烧结速度。

烧结料层具有自动蓄热的作用，故料层从上到下各点最高温度逐渐升高。据此可采用高料层烧结技术，减少料层下部的配炭量，从而改善烧结矿质量和节省能耗。

2.烧结过程的物理化学原理

烧结料中含有一定量的水分是烧结顺利进行的前提条件之一。但水分在烧结过程中可反复产生蒸发和冷凝，使料层下部产生“过湿现象”，降低料层透气性。为此，可通过提高混合料原始温度（热返矿、蒸汽预热或生石灰预热）和湿容量、降低废气中的含水量等措施减轻或防止过湿。

结晶水、碳酸盐必须在干燥预热带分解完全，否则，导致烧结矿强度下降。含铁原料中的硫在烧结过程中可脱除80%～90%。

3.烧结料层的气体力学

气体在烧结料层内的流动状态及变化规律，关系到烧结过程的燃料燃

烧、传质、传热和物理化学变化。气体进入料层的多少及难易程度用透气性来描述。烧结矿产量正比于烧结料层透气性。E.W.Voice 等人提出用下式来描述料层透气性：

$$P = \frac{Q}{F}[h/\Delta P]^n \qquad (4-8-29)$$

式中，P 为料层透气性指数，JPU；Q 为通过料层的风量，m^3/min；F 为抽风面积，m^2；h 为料层高度，m；ΔP 为抽风负压，Pa。

E.W.Voice 公式基本上反映出烧结过程主要参数间的关系，已广泛应用于烧结机的设计及烧结生产过程的分析。

烧结料层的透气性包括原始料层透气性和点火后烧结料层的透气性两方面。

料层原始透气性受原料粒度和粒度组成的影响。它取决于原料化学成分、水分含量、混合制粒效果和布料方法。

烧结点火后料层透气性取决于料层各带阻力变化。料层各带单位高度的阻力损失由大到小的顺序为：燃烧带 > 干燥预热带 > 过湿带 > 原始料带。因此，控制燃烧带宽度及消除过温带可提高烧结过程的透气性。

4.烧结过程的成矿机理

烧结矿机械强度和冶金性能由烧结矿矿物组成和显微结构所决定，而后者受烧结过程中固相反应、液相形成及其结晶过程的影响。

烧结矿虽然主要靠液相粘结，但烧结过程中固相反应也具有重要的作用，能形成原始烧结料中所没有的低熔点物质，在温度升高时成为液相形成的先导，使液相生成温度降低，促进液相形成。

烧结料层中液相的形成具有如下作用：粘结作用、化学成分均匀化、促进固体燃料充分燃烧、冷凝结晶后析出新的矿物及矿相结构。

液相量一般以 30% ~ 50% 为宜，液相量过少，烧结矿强度差，过多则透气性差，产量低。并且要求液相具有粘度低、对铁矿颗粒有良好润湿性等特性。

液相形成的数量及液相性质主要由烧结温度、配合料碱度、烧结气氛及混合料中化学成分（SiO_2、CaO、MgO、Al_2O_3）所决定。

在生产高碱度烧结矿时，磁铁矿与铁酸钙形成熔融共晶结构，烧结矿机械强度高，还原性好。

(二)烧结生产工艺

烧结生产工艺流程见图 4－8－10。

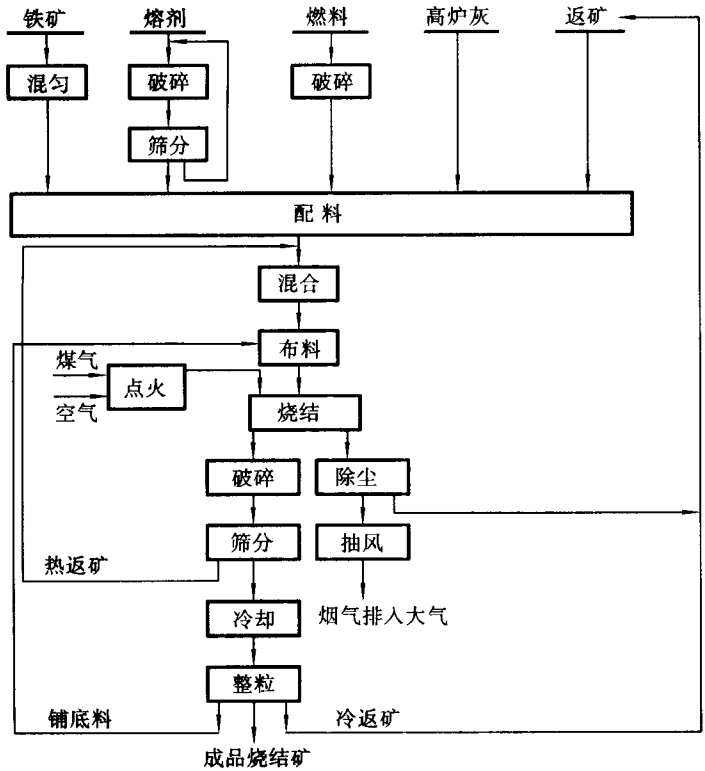


图 4－8－10　烧结生产工艺流程

由图 4－8－10 可见，烧结生产工艺由下列几部分组成：

1.烧结原料准备

烧结原料数量大、品种繁多，粒度及化学成分差别极大。为保证获得高产、优质烧结矿，精心准备烧结原料是一个十分重要的环节。

大中型烧结厂原料接受、贮存及中和混匀作业包括：一次性堆料场、中和料槽及混匀料场三个环节。

烧结生产对熔剂和燃料粒度均有严格要求，一般要求 0～3mm 含量大于 85%，而入厂的粒度上限大于 40mm，所以均需在烧结厂内进行破碎筛分。

烧结厂常用熔剂为白云石、石灰石及蛇纹石，常用工艺流程为一段破碎

与筛分构成闭路流程。破碎机常采用锤式破碎机和反击式破碎机,筛分采用自定中心振动筛。

燃料的破碎常用二段开路破碎,粗碎用对辊或反击式破碎机、细碎选用四辊破碎机。由于焦粉含水量高,筛孔易堵塞,故一般不设筛分作业。宝钢烧结厂利用干熄焦粉,含水低,采用二段破碎,第一段为反击式破碎机与自定中心振动筛构成闭路,第二段为棒磨机开路,可减少过于粉碎。

2.配料

为使烧结矿的物理性能和化学成分稳定,符合冶炼要求,同时使烧结料层具有良好透气性,以获得较高的生产率,必须把不同成分的含铁原料、熔剂和燃料等,根据烧结生产过程的要求及高炉对烧结矿质量的要求进行精确配料。

配料方法有重量配料法和容积配料法。重量配料法是按各种原料的重量,借助于电子皮带秤和调速圆盘,通过自动调节系统实现,我国近期新建的烧结厂多采用重量配料法。国外也有化学成分配料法,即用 X 射线荧光分析仪进行在线检测各种原料的化学成分,根据其成分确定各物料的最佳配比。

3.混合制粒

目前常采用二段混合,在第一段圆筒混合机内混匀,在第二段混合机内进行制粒。日本一些烧结厂,甚至增加了第三段圆筒混合机。为了强化制粒效果,国内有些生产厂家将混合料分出一部分进入圆盘制粒机制粒,然后返回第二段混合机,以改善制粒效果。影响混合制粒效率的主要因素有制粒水分、圆筒混合机长度、倾角、转速及充填率等。

4.混合料烧结

烧结作业是烧结生产工艺的中心环节,包括以下主要步骤:

铺底料:首先往烧结机台车的篦条上铺上一层 10 ~ 25mm 的烧结矿作铺底料,其厚度约 30mm,以保护篦条、延长风机转子寿命及保持有效抽风面积。

布料:由圆辊给料机和反射板构成,也有采用多辊布料器、ISF 格筛式布料器、磁力布料器及风力布料器等多种形式,保证烧结料在料层高度方向产生合理偏析。此外,为保证料面平整,常安装刮料板;为保证良好原始透气

性，采用料面耙沟或安装松料棒等措施。

点火：点着料面表层中的固体燃料，使表层产生烧结，在向下抽风作用下，燃烧带自上而下移动。点火效果好坏直接影响烧结矿产质量。

烧结点火应满足如下要求：有足够高的点火温度和时间、适宜的点火负压、点火烟气中含氧量充足及沿台车宽度方向点火均匀。

近年来国内外烧结点火技术进步的关键是采用新型点火器烧嘴，包括川崎线型多孔式烧嘴、住友多缝式烧嘴、新日铁面燃烧式烧嘴、国内多缝式混合型烧嘴、幕帘式烧嘴及双斜带式点火器等。

烧结：目前大多采用低水低炭高料层高碱度烧结工艺，强化制粒，改善料层透气性，降低漏风率，增加有效风量。料层高度达 600～650 mm。所用设备几乎均为带式烧结机。

5.烧结矿的处理

从烧结机上卸下的烧结矿首先在机尾经单辊破碎机破碎，但块度大、温度高（600～1000℃），必须进一步冷却，破碎筛分，分出铺底料、成品矿及返矿，为高炉提供粒度均匀、含粉量少的冷烧结矿，有利于强化高炉冶炼。

烧结矿的冷却有鼓风冷却、抽风冷却及机上冷却三种方式，鼓风冷却优于抽风冷却，在新建的烧结厂中，抽风冷却已逐渐被取代。冷却机包括带式冷却机和环式冷却机。

烧结厂的整粒流程各异，大型烧结厂多采用固定筛和多层振动筛构成一破四筛流程（见图 4－8－11），冷破碎为开路流程；小型烧结厂多采用单层或双层振动筛作三段筛分（见图 4－8－12）。

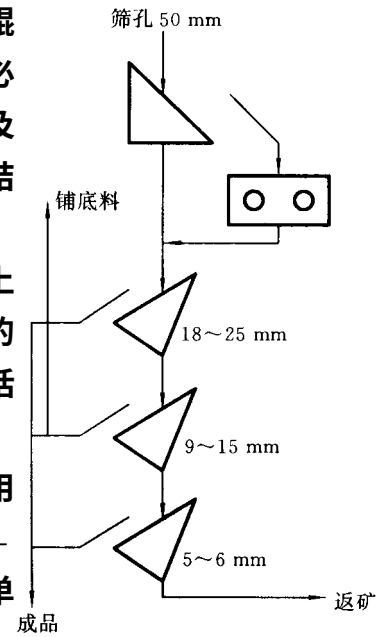


图 4－8－11　大型厂的四段筛分整粒流程

6.烧结矿质量评价

评价烧结矿的质量指标主要有：化学成分及其稳定性、粒度组成与筛分指数、转鼓强度、还原性、低温还原粉化性及软熔性等。分别按 GB 3209—87、GB13241—91、GB 13242—91 等标准进行检测。

7.烧结新工艺

低温烧结法、小球团烧结法及酸性球团矿烧结机焙烧新工艺最为人们所关注,它们均具有对原料适应性强、产品质量好、能耗低等特点。

低温烧结法:其实质是一种在较低温度(1250～1300℃)下,生产以强度好、还原性高的针状铁酸钙为主要粘结相,同时使烧结矿中含有较高比例的还原性好的残留原生赤铁矿的方法。实现低温烧结法的基本工艺要求为:其一,理想的准颗粒,以 1～3 mm 多孔的赤铁矿、褐铁矿或高碱度返矿作为成核粒子,以－0.2 mm 含石英脉石的密实矿石及能形成高 CaO/SiO_2 比例的熔体成分作粘附粒子,核粒子与粘附粒子的比例为 50∶50。其二,理想的烧结矿结构:在碱度 1.8～2.0、Al_2O_3∶SiO_2 = 0.1～0.37、最高烧结温度 1200～1300℃及高温保持时间不低于 5 min 的条件下,形成针状复合铁酸钙(SFCA)粘结相占 30%～40%以上,高比例残余赤铁矿的非均质结构。

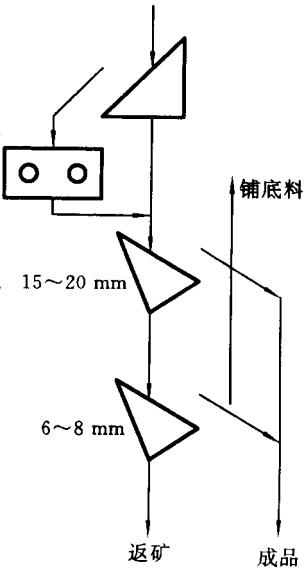


图 4－8－12　小型厂的三段筛分整粒流程

小球固烧结法:与普通烧结法相比,该工艺具有如下特点:采用圆盘造球机将全部混合料制成小球团(5～12 mm),显著改善料层透气性,易于采用高料层低负压生产;所造小球团在圆筒混合机中外滚煤粉(内外分配比例为 2∶8～3∶7),外滚煤粉粒度为 －1mm,可显著改善固体燃料的燃烧效率;采用类似于带式机球团焙烧的布料装置,保证大粒径生球布于下部,小球及脱落煤粉分布在上层,产生合理偏析,烧结点火前设置干燥段,以防生球点火时爆裂,适宜干燥温度 < 250℃,风速 0.8m/s,干燥时间 3 min,产品为外形不规则的小球集合体,固结方式包括固相扩散和液相粘结。小球团烧结矿与普通烧结矿相比,还原性和低温还原粉化性得到了改善,烧结矿产量得到了提高。

酸性球团矿烧结机焙烧:由中南工业大学开发的该工艺利用烧结机焙烧酸性球团矿,与带式机焙烧氧化球团矿相比,用固体燃料替代气体或液体燃料,取消预热段,因而投资可节省 80%左右。因其固体机理以固相扩散为

主，故与小球团烧结有本质上的差别。

二、球团法

根据固结机理上的差异，球团法可细分为氧化球团法、金属化球团法、冷固球团法等。在此着重介绍前两种工艺及原理。

(一)氧化球团法

氧化球团法主要由细磨精矿成球及球团氧化焙烧固结两个环节组成。

1.精矿成球理论

细磨精矿靠滚动成球，成球过程可分为成核、长大及密实三个阶段。首先要求物料粒度细，-0.076 mm 占 80%以上，即比表面积达 1500～1900cm^2/g。具有很大比表面积的细粒精矿被水润湿，表面吸附分子水，颗粒间因在造球机内滚动、碰撞及水分超过最大分子水后，产生毛细水，细颗粒在毛细引力、分子引力及摩擦力等作用下，聚结成核(母球)，母球在滚动中碰撞、挤压，内部水分迁移至小球表面，使加入的矿粒粘附在小球表面，然后向小球表面洒水，又可粘附矿粉，使母球长大(称之为成层长大)，也可由几个母球聚结长大。生球长大到一定尺寸后，因在球盘内相互碰撞、挤压，使其内部颗粒进一步紧密排列，挤出多余的水分，颗粒间距进一步缩小，因颗粒间的毛细引力、分子间力及摩擦力等的作用，使生球获得一定的机械强度。

2.生球干燥

生球含水量在 8%～10%左右，在高温焙烧前，必须先经干燥，防止生球突过高温会产生爆裂，同时提高成品球团矿产量，改善质量。

生球的干燥过程由表面汽化和内部水分子扩散两部分构成。干燥速度由较慢的环节控制。

生球在干燥时，若干燥制度不合理，易产生裂纹或爆裂。主要原因在于生球的外层干燥较快，温度较高，收缩率大，而中心则相反，所以外层受拉应力，内部受压应力，从而使生球产生裂纹。已产生裂纹的干球虽经下一步高温焙烧固结，但裂纹不可能消除，致使成品球团矿强度下降。若干燥温度过高，生球内部水分激烈蒸发，来不及向外扩散，使生球内部蒸汽压力超过球团抗拉强度，便发生爆裂。爆裂不仅使球团矿遭到破坏，而且使料层透气性下

降,影响下一步焙烧工序。使生球结构遭到破坏时所对应的干燥温度称为爆裂温度。提高爆裂温度的措施有添加膨润土或有机粘结剂、选择合理的干燥制度(干燥介质流速、风温及抽风、鼓风相结合等)。

3.球固矿的焙烧固结机理

磁铁矿精矿制成的氧化球团矿主要有三种固结形式:磁铁矿氧化形成的赤铁矿微晶键及微晶长大和再结晶;磁铁矿再结晶;液相粘结。

赤铁精矿球团固结主要靠在高温下 Fe_2O_3 晶粒的长大和再结晶过程。但当生产自熔性球团矿时,因生成铁酸钙和硅酸钙系化合物等粘结相,促进 Fe_2O_3 的再结晶。

球团矿主要以铁氧化物再结晶的扩散固结方式为主。

4.球团矿生产工艺

氧化球团矿的焙烧设备主要有三种:带式焙烧机、竖炉及链篦机—回转窑。无论采用哪一种设备,球团矿生产工艺应包括原料准备、造球、干燥、预热、焙烧、均热和冷却七大环节。其工艺流程见图 4-8-13 所示。

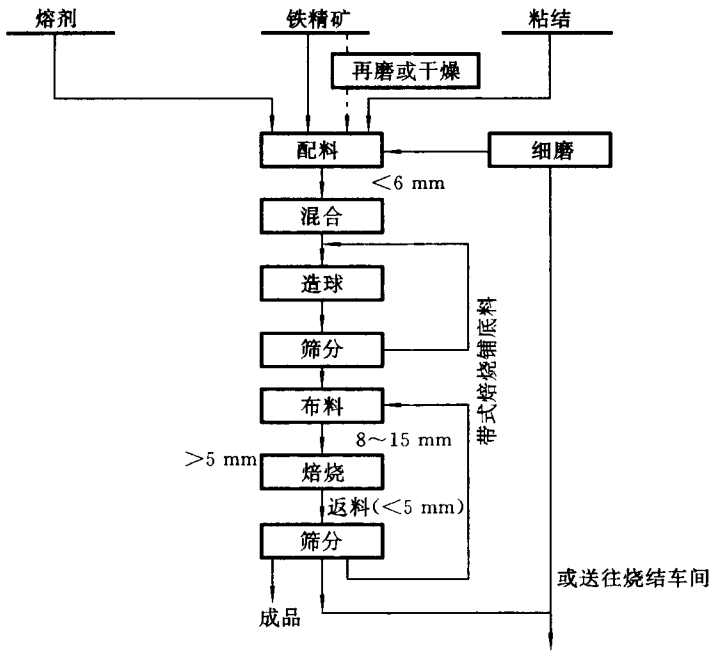


图 4-8-13　氧化球团矿生产工艺流程

竖炉球团法设备简单,对材质无特殊要求,操作维护方便,热效率高,但

单机生产能力小，最大年产量 50 万 t，加热不均匀，一般只适应于焙烧磁铁矿球团。带式焙烧机法全部工艺过程在一台设备上进行，设备简单、可靠，操作维护方便，单机生产能力达 500 万 t/a，适应焙烧各种原料，但需较多耐热合金钢，设备投资大。链篦机—回转窑法焙烧均匀，单机生产能力大，适应各种原料的球团焙烧，但干燥预热、焙烧和冷却需分别在三台设备上进行，设备环节多、投资大、回转窑易结圈。

（二）金属化球团矿

金属化球团矿又称直接还原铁或海绵铁，其生产过程为铁氧化物球团矿用还原剂在低于产生液态铁的温度下还原为高品位金属铁的过程。

通常用于高炉炼铁的金属化球团矿又称为“预还原球团矿”，其金属化率较低。冶炼生产实践证明：当炉料中金属化率每增加 10% 时，焦比可降低 5% ~ 6%，生产率可提高 5% ~ 9%；而用于电炉炼钢的多为高品位（T_{Fe} = 80% ~ 85%）、高金属化率（≥92%）、脉石含量低（SiO_2 < 5%）的金属化球团矿。国内外认为采用金属化球团矿入电炉炼钢时，钢材质量明显改善，一般冶炼特殊钢时，电炉炉料中金属化球团配比必须占 30% ~ 50%；此外，冶炼周期能缩短一半，产量可提高 45%，而耐火材料、电极和氧气消耗都能相应降低。

用于生产海绵铁的球团矿，目前世界上流行三种：高温氧化焙烧固结的氧化球团矿，其还原工艺称为“二步法”，该法投资高、能耗大，还原时产生相变，导致强度降低甚至粉化；预热球团矿，在 900 ~ 1000℃温度下初步发生赤铁矿微晶固结且多发生在球团矿表层；冷固球团矿，采用加入粘结剂，使生球在 200 ~ 300℃温度下干燥固结。后两种球团矿的还原称之为“一步法”。但由中南工业大学开发的专利技术——靠粘结剂低温干燥固结的冷固球团直接还原法能耗最低，投资最省，1998 年被国家教育部评为全国高校十大科技新进展。

金属化球团矿生产工艺包括：气基竖炉法（Midrex Process）、气基反应罐法（HL Y Process）及煤基回转窑法（Coal - based Rotary Kiln—SL/RN Process）。气基竖炉法以天然气为原料，经催化重整后作还原剂，在竖炉内还原球团矿，还原速度快，单炉生产能力高，利用该法生产的直接还原铁占直接还原铁总

产量的90%左右。煤基回转窑法以非炼焦煤为还原剂,在回转窑内还原块矿或球团矿,非常适合天然富块矿和天然气缺乏的国家和地区。

对于远销海外的金属化球团或直接还原铁,通常热压成块,其产品称为HBI,一方面可有效防止再氧化,另外,产品堆密度增大,有利于强化电炉炼钢。

第九章　矿物材料的化学合成技术

第一节　概　述

矿物材料合成是指利用经过初加工或深加工的矿物产品作为原料或原材料之一，与其他原材料（包括其他无机或有机高分子材料）相结合，通过各种合成工艺手段制成的各类结构矿物材料或功能矿物材料，它们通常是由二种或二种以上的矿物原材料复合而成，因此为人工合成材料。

根据矿物材料的合成过程和在合成过程中从原料到材料所发生的一系列本质性的化学和物理化学变化，各种矿物材料的合成过程，可以概括为 3 种方式。

（1）高温熔融固化过程：是将原料经过高温熔融，然后冷凝成结晶态或非结晶态的材料，如电熔刚玉、电熔莫来石、电熔尖晶石、电熔镁石、碳化钙、硅铁合金、铸石、仿微晶炉渣铸石、玻璃、釉料、矿棉、矿珠等的过程。

（2）高温固相反应及烧结固化过程：是将原料经过磨细、加工、配料、干燥、成型等工艺，然后在高温窑炉中煅烧，发生固相反应而形成烧结型的材料，如陶瓷、耐火材料、砖瓦等的过程。

（3）胶结固化过程：是指配合料在接近室温或不太高的温度条件下，通过水化作用或蒸发固化，或与空气中的成分反应固化而形成高强度的硬化体的过程，如水泥制品、混凝土制品、微孔硅酸钙制品、镁水泥制品、石膏制品、水玻璃粘土制品、石灰制品、磷酸粘结制品等的形成过程；或通过第三种媒介物质（称为胶结物）将分离物质连接固化的过程。这类材料称之为胶凝材料。

第二节　矿物材料化学合成工艺过程

矿物材料的化学合成过程具有许多共同点，但由于矿物材料品种多，门类杂，因此具体合成工艺往往是五花八门，同一合成过程中的作用机理有所不同，合成要求也差别很大。再加上近年来又发展了很多矿物材料新品种和新工艺，也就使本来就复杂的合成工艺更加复杂。在此主要介绍矿物材料化学合成的共性过程。

总的说来，矿物材料的化学合成过程可分为五个过程：矿物原料的加工处理与粉体制备→成型→干燥与排塑→固化→制品的后加工处理。

一、矿物原料的加工处理与粉体的制备

矿物材料合成过程中，因所用原料大多来自天然的硬质矿物，要使其重新化合、造型，必须对矿物进行加工处理，再利用合格粉料配料，然后才能进行各种成型或固化处理。粉体颗粒的大小、级配、形态及其均匀性往往直接影响材料的质量。随着材料性能的不断提高，对矿物原料的要求也愈来愈高。因此原料的加工处理和粉体的制备在矿物材料的合成过程中占有重要的地位。

原料矿物的加工处理是指将已经过选矿加工的产品再按照利用目的不同而进行的深加工。原料矿物在经过深加工处理后，一种情况是可获得能直接使用的功能性粉体产品，即单一矿物材料；另一种情况是还需进行进一步合成处理来制备各类用途的材料，即合成矿物材料。

矿物原料加工处理与粉体制备工艺主要分为五种类型：矿物颗粒的形态处理，热处理，界面处理与改性，化学处理与改性，粉体的化学合成。

(一)矿物颗粒形态的处理

矿物颗粒形态是指矿物单体颗粒的形状、尺寸、比表面积、多孔结构、界面特性以及颗粒集合体的填充性与流动性等特征。例如：颗粒平均直径、各

粒级百分比含量,纤维矿物的松解度、纤维长度、长径比,片状矿物的层状面尺寸(粒径)、径厚比,晶体矿物的结晶形状与晶体完整度、颗粒尺寸,颗粒材料的球形系数及表面光滑度、摩擦系数,堆积材料的容积密度、堆积角,以及由比表面积大小和因新鲜理解面的活性形成的表面自由能变化等。这些特征在非金属矿材料中占有极其重要的地位,是区别于其他材料的显著特点之一,也是发挥矿物材料技术物理及界面特性的先决条件。

矿物颗粒形态处理的关键是,在逐步粉碎劈分、磨剥解理或开松的过程中,要求最大限度地保护矿物晶体结构特征,因此可以按矿物晶体形态特征及利用范围分为四种工艺类型:片状矿物的磨剥解理;纤维矿物的松解开棉;颗粒状矿物超细粉碎;晶体颗粒矿物的特殊形态处理。

矿物颗粒形态处理主要要求达到下述目的。

(1)充分发挥矿物材料的晶体形态特性。由表 4-9-1 中可以看到,不同晶体形态的矿物颗粒材料,可以表现出不同的的利用功能,从而生产不同功能的产品。而同类型矿物产品中,颗粒形态质量或等级上的差别,也会有不同的用途或性能差别,例如:制造云母增强聚丙烯塑料时,使用 200HK 云母粉(-62μm 占 45%,径厚比 50)比使用同样比例的 325-S(-62μm 占 84%,径厚比 30),其制品抗拉强度提高 8%,弯曲强度提高 8.75%。使用以上两种云母增强的聚丙烯塑料制品比未使用分别提高 34%及 43.75%。当生产珠光云母时,云母粉的粒径范围通常要求在 5~200μm,厚度 0.1~5μm 左右。制造石棉水泥制品时,要求增强纤维中含有一定量的硬结构针状纤维,以利纤维的分散及制品过滤脱水,并改善制品刚度,纤维长径比在 25~80 以上就有良好效果。生产石棉纺织制品时则要求使用经过充分松解、梳棉和高比表面积的软结构纤维,其长径比一般大于 1000 以上。

表 4-9-1　非金属矿物颗粒形态处理工艺类型

加工形态及工艺类型	加工原则和目的	利用功能	举　例
片状矿物的磨剥解离	按晶面叠层磨、削、剥离,以获得高径厚比的各粒级产品	复合材料增强、减摩、增光、提高界面吸附粘着能力	湿法云母粉、鳞片石墨、膨胀矾石

加工形态及工艺类型	加工原则和目的	利用功能	举　例
纤维矿物的松解与剥离	将纤维束开松成高长径比、低视密度的绒状或针状产品	可纺性、复合材料增强性、绝缘性、隔音性、界面吸附性、摩阻性	石棉纺织制品、摩擦材料、密封材料、微孔碳酸钙、海泡石保温涂料、纤维状硅灰石填料
颗粒状矿物的超细粉碎	将矿物进一步碎裂和超微细化，以显著提高比表面积和界面活性、填料性、流体性	复合材料补强与性能调节、填充堆砌性、减摩、增光、悬浮稳定性、可塑性、胶体性	涂料级高岭土、超细滑石粉、硅藻土粉、于磨云母粉
晶体矿物颗粒特殊形态处理	经切削、研磨、抛光、蚀刻等工艺加工成各类装饰、力学或光学功能材料	装饰性、光学性、切削研磨性	金刚石制品、宝玉石、水晶、萤石光学制品

表 4－9－2 反映了纤维矿物形态特征等性能与某些技术物理性能和应用范围的差异。

表 4－9－2　纤维矿物形态尺寸与某些技术物理性能

纤维	直径（μm）	长度（mm）	密度（g/cm^3）	比表面积（dm^2/g）	杨氏模量（GM/m^2）	泊桑比	抗拉强度（MN/m^2）	使用范围
角闪石石棉纤维	0.1～20		3.37		196		3500	（标准纤雏）
蛇纹石石棉纤维 其中： 手持－2级		<40 >60	2.55 2.5	500～1100	164	0.3	3000	（标准纤维） 纺织、吸附
3A级		+12.5 >65%	2.5	100～120	（同上）		（同上）	纺织、吸附
3D级		+12.5 >65%	2.5	80～110				纺织、吸附 增强、绝热
4A级		+4.75 >60%	2.5	100～120				增强、绝热 吸附
5A级		+1.4 >50%	2.5	90～120				增强、绝热 涂料
5D级		+1.4 >50%	2.5	80～90				涂料、绝热

纤维		直径（μm）	长度（mm）	密度（g/cm^3）	比表面积（dm^2/g）	杨氏模量（GM/m^2）	泊桑比	抗拉强度（MN/m^2）	使用范围
对比纤维	玻璃纤维	12.5	10～50	2.7			80	0.22	2500
	Kevlar纤维	10	6～6.5	1.45		133	0.32	2900	
	碳纤维	9	连续	1.90		230	300～500		
	钢纤维	10～330	10～60	7.86		160	0.28	2100	

（2）促使固体矿物颗粒充分分散到流体。使矿物颗粒充分分散到液体、气体或固体混合材料中，目的是促进两相流的化学或物理化学反应，或者使矿物材料在液体中形成稳定的分散相，例如悬浮液或胶体材料。

分散及分散相的稳定程度主要取决于矿物的粒径大小、颗粒密度、形状特征、摩擦系数、介质粘度以及介质与矿物材料的亲和能力等。添加充分松解的矿物纤维也可改善分散相中矿物悬浮液的稳定性。通常，制备界面改性材料或化学处理矿物颗粒要求有尽可能微小的颗粒尺寸 制备稳定的分散相材料，则还要求提高或改变材料的表面化学活性。例如生产金刚石研磨膏、水剂或油剂石墨乳，膨润土、凹凸棒石粘土，海泡石粘土泥浆、糊料或油脂材料等。

表 4－9－3 反映了矿物粒级加工深度不同及其应用领域的差别。其中，矿物粒级的深加工主要是指超细粉碎加工以及更深层次的胶体级材料的加工。表 4－9－4 反映了达到超细粉粒径的矿物的某些技术物理特性的差别。

表 4－9－3　矿物粒级加工深度及应用范围

加工深度	传统破碎磨矿与矿物解离			矿物粒度深加工	
	破碎	粗磨	细磨	超细粉碎	胶体级磨粉材料
矿物粒级（mm）	－50	－0.5	－0.075	－0.01	－0.001

加工深度	传统破碎磨矿与矿物解离			矿物粒度深加工	
	破碎	粗磨	细磨	超细粉碎	肢体级磨粉材料
应用范围	大晶体颗粒矿物解离无机复合材料骨料	粗料矿物解离、细砂填料	细粒矿物解离、一般粉料、填料、颗粒增强材料及化工制品原料	优质填料、涂料、矿物颜料、填充料、化工、陶瓷材料、悬浮体材料	胶体级材料、高性能涂料、颜料、糊料、矿物胶结材料

表 4－9－4　高岭土粒径与某些技术物理特性的关系

颗粒平均直径 (μm)	颗粒比表面积 (dm^2/g)	干燥水 (%)	干燥状态下强度 (N/m^2)	相对可塑性
3.59	1.3	0.0	45.2	无
4.10	79	0.0	461	4.40
0.55	175	7.8	627	6.31
0.45	271	10.0	1275	7.60
0.28	388	23.0	4500	8.20
0.14	710	30.5	2910	10.20

(3)有利于制品的成型。被充分细磨或松解的矿物颗粒材料可以改善它的分散性、可塑性、流变性等工艺性能,从而能显著改善制品的成型工艺条件,提高制品的初期强度。比表面与表面能的提高,改善了不同物质之间的物理化学反应进度和紧密成型能力,同时也提高了与胶结材料的固结能力。对于烧结制品,还可以降低烧结温度。

合理的颗粒粒级配比以及与纤维长径比的配合,可以提高复合材料中填充增强剂的‘堆砌最大密度’,从而以最经济的配方和最少用量的基体粘结剂取得最好的制品强度与性能指标。

各类具有选择性解高功能的选矿磨粉设备一般都可以用于矿物原料的磨剥解离。在气流,特别是水介质中会取得更好的选择性解离效果。具有打浆分散功能的化学反应设备也常被采用,添加助磨剂或表面活性剂往往能达到更理想的效果。某些分散于油剂或有机溶剂的胶体制品,如在同类油剂或

有机溶剂中处理会有更好的效果。

(二)热处理

热处理是采用热加工的方法来改变矿物原料性状的一种重要手段。加热方式依据处理目的而不同,加热条件则依据被处理矿物的热分析结果而定。

矿物原料的热处理可分为加热脱水、热分解、预烧 3 种工艺类型(见表 4 – 9 – 5)。

表 4 – 9 – 5　非金属矿物热处理工艺类型

热处理工艺类型	加工原则或目的	利用功能	举　例
加热脱水(烘干)	按照矿物排除吸附水所需温度进行干燥脱水	获得干燥的各类颗粒产品	含水原料、各类湿法加工的深加工产品
热分解	热状态下使分子内部的结构水分解排除;在热状态下使矿物分子中的 $[CO_3]^{2-}$ 分解;排出 CO_2;使人工插入的层间物质分解排出;使某些硅酸盐矿物在高温下热解,转变为新的结晶矿物并分解具有胶结功能的补充液相(SiO_2)	分解后形成中间产物,提高矿物材料的活性,降低材料颗粒的密度,提高白度,用作吸附载体、活性填料、涂料及增强材料;促进层状矿物延晶层剥离或脱水膨胀	烧石膏、煅烧高岭土、煅烧凹凸棒石土、膨胀珍珠岩、轻质碳酸钙(镁)、变性石墨等
预烧	在远高于矿物材料热分解温度下进行的高温煅烧,目的是稳定氧化物或硅酸盐矿物的物理状态,变为稳定的固相颗粒	高温煅烧再结晶后物料的稳定性	重烧碳酸钙(镁),煅烧高岭土、氧化铝、氧化镁、滑石、TiO_2 等

表 4 – 9 – 6 为氧化铝、氧化镁、滑石、TiO_2 高温煅烧的目的与煅烧条件。

表 4－9－6　氧化铝、氧化镁、滑石、TiO_2 高温煅烧目的与煅烧条件

原料	预烧目的	预烧条件
Al_2O_3	使 $\gamma-Al_2O_3$ 转化为 $\alpha-Al_2O_3$，提高原料纯度，改善产品性能	采用 H_3BO_3 作添加剂时，预烧温度 1400～1450℃左右，保温 2～3h；采用 NH_4F 作添加剂时，预烧温度 1250℃，保温 1～2h
MgO	提高 Mgo 的活性，改善水化性能	预烧温度在 1400℃以上
滑石	破坏滑石的层状结构，避免定向排列，降低收缩，减少制品开裂，同时也有利于粉磨	预烧温度一般在 1300～1350℃之间，加矿化剂（如苏州土、硼酸、碳酸钡等）可降低预烧温度，含 Fe_2O_3 时，可采用还原气氛
TiO_2	使其晶型由板钛矿、锐钛矿转化为高温稳定型金红石，性能好，介电常数大	预烧温度一般在 1270～1290℃（氧化气氛）

（三）表面处理与改性

表面处理与改性是利用各类助剂对矿物颗粒表面进行处理的工艺。这种处理可能是物理作用的吸附或包覆，也经常是物理化学的作用。目的是改善或完全改变颗粒表面物理技术性能和表面化学特性。

按处理工艺的手段及目的不同，表面处理与改性可分为 4 种工艺类型：润湿与浸渍，涂层处理，偶联剂处理以及表面改性（见表 4－9－7）。

表 4－9－7　表面处理工艺类型

工艺类型	工艺方法	目　的	举　例
润湿与浸渍	浸泡、打浆、捏合、浸渍、喷洒、流化床、蒸压、流体介质中磨剥解离等	使矿物表面吸附、包覆或渗透相应的物质以改善界面性能或分散解离能力	纤维湿法开松，湿纺成膜，摩擦密封材料原料预处理，塑性体、悬浮体及胶体土制备
涂层处理	涂刷、喷涂、电镀、蒸镀、化学气相沉积，真空蒸镀、溅射、离子镀、化学反应涂层	使深加工颗粒或制品表面涂敷相应物质，以赋予材料相应的技术物理或装饰功能性能	珠光云母、各类绝热材料防水处理，镀铝膜石棉衣，气缸垫防蚀防锈镀层，各类装饰功能涂层

工艺类型	工艺方法	目　　的	举　　例
偶联剂处理	在相应的润湿、浸渍作业中添加偶联剂	改善无机矿物材料与高分子材料之间的界面粘结性能，同时提高复合材料的其他性能指标	各类无机－有机复合材料的矿物填料
表面处理	在有机溶剂（或无机溶液）中高温蒸压处理（或表面涂覆）活性（或惰性）材料	使惰性材料改性为界面活性材料；将具有羟基质性的石棉转变为无毒能安全使用的纤维材料	脂高岭上，碱高岭土，黄磷酸盐化石棉纤维，有机整理剂覆盖石棉纤维制品

二、化学处理与改性

化学处理是利用无机或有机化学反应来处理矿物颗粒的工艺。与常规的化学工业生产不同的是，非金属矿物深加工或制品的化学处理是以提高或改变材料技术物理性能为目的，因此一般仍保持目的矿物的基本结构形态特征，或者仅改变矿物晶体类型，产生另一类人造矿物产品。

化学处理与共性的工艺类型主要包括下述 6 类：粘土矿物改性，活化处理，胶体悬浮液材料制备，凝胶制备，有机土制备，层间化合物制备（见表 4－9－8）。化学提纯及漂白也是属于非金属矿物精细加工的工艺，但经常是与矿物精选加工同时完成，因此可列入选矿加工的范围。

表 4－9－8　非金属矿物化学处理工艺类型

工艺类型	工艺方法	目　　的	举　　例
粘土矿物改型	在湿、热环境下处理或挤碾液压。使阳离子相互转化改型（Ca 基变 Na 基）	使阳离于交换性能显著提高	人工钠基膨润上

工艺类型	工艺方法	目　　的	举　　例
活化处理	在加热或加压条件下用酸溶去矿物中的碱金属或碱土金属、铁和铝氧化物;用磁溶去粘土中的二氧化硅	使颗粒矿物或粘土矿物形成高孔隙率、高吸附性的载体功能材料	活性白土(各类活化处理的膨润土、硅藻土、海泡石粘土)
胶体悬浮材料制备	在液体介质中充分分散颗粒或细磨的非粘土矿物胶体颗粒或纤维材料,并与相应的分散剂、胶结剂、性能调节剂等复合	制取各类胶体悬浮材料及膏料,如粘土－水系浆料、粘土－无机盐复合物或胶体级矿物－有机复合物	各类钻仆泥浆,水剂无机涂料,上浆浆料,无机粘结剂,水剂或汕剂石墨乳,金刚石研磨膏
有机制备	经酸化处理、分散、改性及有机物覆盖等工艺制备	利用有机阳离子取代粘土矿物中的可交换性阳离于,以制备粘土－有机复合材料	膨润上润滑脂,印刷油墨,油漆,调化剂
凝胶制备	使胶体级溶胶凝聚成多孔网状结构,再经老化、结晶、洗涤、干燥等作业制备成多孔颗粒材料	制备高性能吸附、催化及载体功能材料	硅胶,合成沸石分子筛、硅藻上载体、海泡石活性载体材料
化合物制备	用化学法、电化学法、离子插入法等向片状矿物层间插入酸、碱或有机复合物	制取膨胀石墨、氟化石墨等传导性或非传导性层间化合物材料	柔性石墨纸及密封材料,石墨乳润滑剂,高能电地,核反应堆材料

(五)粉体的化学合成

近代发展起来的特种矿物材料,如高性能的功能陶瓷和新型玻璃,要求原料有很高的纯度和超细的粒度,因此,大多采用化工原料来人工合成粉体,因而成长出一个新的学科分支——粉体的合成。由于其需要较高的投入,增加了粉体的成本,所以,只用于少数生产高性能的功能材料方面。

三、成型

由矿物原料粉体变成一种具有一定用途的矿物材料产品，都有一个成型过程。通过成型工艺，以制造出具有特定形状的各种功能材料。尽管成地的方法很多，所基于的原理各不相同，但其任务是相同的，都是要使粉体义快又好地形成某种特定的形状，使其具有较高强度和准确尺寸的制品。因此，成型工艺在矿物材料合成过程中也是十分重要的。成型实际上不仅是一个控制形状尺寸的制作过程，而且包含制品的固化及后处理加工等一系列内容。从处理工艺技术来看，它除了包括材料的物理机械作业外，还具有丰富的无机与有机高分子化学、表面化学、热力学以及工艺矿物学等方面的内容，以及配方经验与制作技巧。

成型是在规定的模具或载体上使用机械力、物理或物理化学力的作用，使原材料组分均匀地形成规定形状尺寸及一定强度与密度的加工作业。

无论哪一种制品，在成型前必须预先设计好材料的组分配比，制备好成型用的混合料。按不同类型的制品及生产工艺特点，这些混合料的性能及名称各不相同，常见的有 泥浆浇注料（胶体悬浮料）、坯料、压塑料、干粉预拌料等。另外，有一些成型方法是在成型过程中混合配制各组分的，例如喷射成型的纤维增强度复合材料等。

尽管属于胶凝材料类的水泥、石膏、石灰等的制备中，没有成型工序，但要真正投入使用，也一定要经过成型。如水泥属于一种中间胶凝材料，其合成过程简单地说只有两磨一烧，但水泥在使用时要加上水和其他一些材料浇注成堤坝、管道、梁柱、预制板或作为防水涂层、砌筑胶泥涂抹于其他制品的表面。其成型的机理是水泥的水化，生成各种水化产物而变成坚硬的水泥石。

功能矿物材料的成型工艺大体可分为 14 种类型，见表 4－9－9。成型工艺中成型剂是必不可少的，常用的成型剂及其作用见表 4－9－9。

表 4－9－9　功能矿物材料的成型工艺类型

工艺类型	工艺方法	工艺条件	举　例
可塑成型	手塑成型，旋塑成型	含少量水的塑性成型体混合料	石墨坩埚，泥塑工艺品，艺术陶瓷，陶器

工艺类型	工艺方法	工艺条件	举　例
注浆成型	浇注成型：包括空心注浆、实心注浆、压力注浆、离心注浆和真空脱气注浆	配制具有流变性的泥浆分散料，在石膏模具中稠化成型	陶瓷器，精细陶瓷制品
热压铸成型	利用含蜡料浆加热熔化后具有流动性和塑性，冷却后在金属模具中凝固成一定形状	将60～80℃经预先煅烧的成型料与熔融并加入表面活性剂（油酸、硬脂酸、蜂蜡等）的石蜡（增塑剂）混合搅拌后入热压铸机成型	氧化物陶瓷，氮化物陶瓷
注射成型	使用注射成型机将与有机粘结剂混合的成型料注射至金属模腔内，冷却固化而成型	温度130～300℃，粘结剂包括热塑性树脂、增塑剂、润滑剂等	陶瓷汽轮机部件（动叶片、静叶片、燃烧器等），汽车零件，柴油机零件
等静压成型 冷等静压成型 热等静压成型 包套法 无包套法	将配好的物料装入塑料或橡胶做成的弹性模具内，置于高压容器中并密封，注入高压液体介质，压力传递至弹性模具对坯料加压成型 将纷料装入包套内，放入高压釜中，在高温和均衡的压力作用下成型并烧结 将粉料成型和预烧封孔后．通入1～10MPa的压力气体成型并烧结	有湿式和干式两种，传压液体为压缩性小的水、甘油或重油等，弹性模具材料为弹性好、抗油性好的橡胶或类似塑料，容器内压力根据粉料特性及产品的需要调整，通常为35～15OMPa 以钼丝为发热体，氮、氖、氦等惰性气体为传压介质．温度高达2700℃，高压釜本身采用循环水冷却．以保持足够的强度和防止高温腐蚀。	介电、铁电材料，氮化硅、碳化硅及复合材料致密件

工艺类型	工艺方法	工艺条件	举　例
轧膜成型	将成型物料，拌以一定量的有机粘结剂（如聚乙烯醇等）和溶剂，通过粗轧和精轧成膜片后在冲片机上进行冲压成型	粗轧：将粉料、粘结剂和溶剂等成分置于两辊轴之间充分混合轧练均匀，伴随着吹风，使溶剂逐渐挥发，形成一层厚膜；精轧：逐步调近轧辊间距，多次折叠，190°转向反复轧练，以达到良好的均匀度、致密度、光洁度和厚度	高介电容器、压电喇叭、滤波器、压电陶瓷
模压成型 无机－有机聚合物复合材料 无机复合材料	制备压塑料、坯料、干粉预拌料或造粒颗粒料等，在具有精确尺寸形状的钢模具中，加压、加热成型 将开松的纤维与无机粘结剂、颗粒填充料等预拌混合后在载体模具中加压成型	干法、半干法（湿法），单向或双向模压，加热条件视基体粘结剂性能而定	各类制动器衬片、离合器面片、石墨坩蜗、石墨电极、石墨轴承
辊压成型	在辊压机（成张机）中将压塑预拌料辊压成型	无机纤维－橡胶制品在有溶剂条件下，加热辊压成型	石棉橡胶板、纤维板状水泥制品
挤压成型（挤出成型）	将拌合料在压力作用下通过规定形状尺寸的模具窗口连续挤出成型	制备塑性压缩料，防止压塑料泌水或粘结模具	复杂形状硅酸盐构件、纤维或片状矿物增强塑料
喷涂法成型 直接喷涂法 喷射－抽吸法	制备浆状糊料在加压流动下喷涂 以压缩空气为喷射源，将石棉与短切玻纤与水泥基本同时喷射到成型载体上成型	配有胶结剂的喷涂糊料 喷涂载体具有过滤板（管）的表面，依靠真空抽吸脱水，经养护固化或蒸压、干燥定型	粒状岩棉、膨胀珍珠岩保温涂料 纤维水泥制品（板、管、导管）

工艺类型	工艺方法	工艺条件	举　例
缠绕法成型	用缠绕方法缠绕成型,同时喷射或模压渗入基体粘结剂,经固化成型	使用经浸渍的连续纤维(石棉纺织制品或连续玻纤),水泥(无机)粘结剂用抽吸法脱水,聚合物粘结剂用热压固化工艺定型	缠绕离合器面纤维水泥管、异形构件、高压石棉水泥管,高压玻璃钢制品
层压法成型	用连续无捻纱或孔向纤维与无机粘结剂充分混合 置于模具经辗动、加压胶结成型或手工在平模上层压成型	增强纤维经预浸渍,成型体经抽吸辊压固化定型	各类形状复杂的无机复合材料制品、玻璃钢制品
抄取成型(圆网或长网抄取)	将增强纤维、填充料及无机或有机粘结剂在水介质中充分混合成悬浮体,在抄取网上沉积并转移到毡布上成层,经脱水、层压、剪切或卷绕成型,固化定型	纤维需充分松解,混合料具有充分的流动性、悬浮性、纤维定向沉积、过滤脱水,脱水坯料经压型、养护、固化而成型	石棉水泥瓦、板、管,硅酸钙板,石棉乳胶板,石棉保温板,石棉纸,云母纸,矿棉吸音纸,岩锦毡
带式成型 流延法薄片挤出法	用浆状物料大水平运行的基带上流浇成型在水平成型带上将物料均匀铺平后,经辗压挤出成型	用刮刀控制厚度并经真空脱水,加热干燥或化学凝固控制物料厚度,控制各滚筒压力、间隙和同步运行速度	石棉湿纺成膜,石棉石膏板,精细陶瓷薄片,柔性石墨纸
纺织工艺法	矿物纤维开松除杂,混棉、梳棉、纺纱、合股捻线编织成型	充入开楹、梳棉的中长纤维,软结构石棉	石棉纱、线、绳、布、带纤维,海泡石电解布
造粒法成型	使用喷雾干燥法、挤出造粒法、油成型法、冻结干燥法等造粒成型	喷雾法离心或压力喷嘴法在热风中干燥成球 挤出法挤出颗粒或蠕虫状材料 油成型在碱性条件下成型 冻结法将金属盐溶液喷雾到低温有机液中冻结,升华脱水成型	各类模压成型的复合材料,颗粒压塑料,膨润土干燥剂,海泡石出臭剂,硅胶等

表 4－9－10　部分成型辅助剂

冲　　类	作　　用	主要成型方法
粘合剂	提高生坯强度和最终制品强度	挤压、注浆、模压、辊压、轧膜等
润滑剂	脱模，提高颗粒间的润滑性	挤压、模压
增塑剂	可塑性	注浆、挤压、注射、轧膜
分散剂	调整 PH 值，分散作用	注浆、挤压
润湿剂	降低液体表面张力	注浆、挤压、注射
保水剂	防治加压时水分渗出	模压
抗静电剂	调整静电	模压浆
消泡剂	消除气泡，使原有气泡稳定	注浆
螯合剂	使无用离子处于惰性状态	注浆、挤压
杀菌剂	防止陈化过程变质	造粒、各类粘土胶体材料
脱模剂	便于脱模，保证成型体外形完整	挤压、模压、辊压

四、干燥与排塑

(一)干燥

在矿物材料合成过程中，原料或半成品中常含有高于工艺要求的水分，如有些天然矿物原料如粘土、石英等常含有水分而不好加工，需要烘干；湿法加工时常常要往原料中加水制成浆料，各种浆料都要脱水烘干；有些成型方法要在粉料中加水方能完成(如可塑成型和注浆成型)，成型后的制品必须经过干燥，脱去其中的部分水分，以满足合成工艺的要求，然后才能进行加热固化。

干燥是借助热能使物料中的水分汽化，并由干燥介质带走的过程。这个过程是物料和干燥介质之间的传热传质过程。对注浆成型的成型体来说，干燥过程尤显重要。

虽然对于不同材料的成型体，其干燥的对象和水分高低不一定相同，但都是要从物料和制品中除去水，所以，就有共同的作用原理，如热量的传递、水分的蒸发、加热方式、空气温度和流速对水分蒸发的影响，干燥过程中成型体的收缩等。表 4－9－11 为水与物料的结合形式。

表 4－9－11　水与物料的结合形式

结合形式	特　　点	说　　明
结构水	此水参与物质结构，结合形式最牢固，排除时必须要有较高能量	排除温度高，烧成时才能排除。如高岭土中的结构水，排除温度为 450～650℃
化学结合水	物质表面的原子有不饱和键，它与水分子间产生引力，从而出现润湿于表面的吸附水层。这种水密度大、冰点低	排除这种水没有实际意义，因为成型体很快又从空气中吸收水分达到平衡
物理结合水	又称表面吸附水，它分布在物料固体颗粒之间	从工艺上讲，干燥过程只需排除吸附水

脱水的方法一般有 3 种。一是根据水和物料的密度不同实现重力脱水；二是用机械的方法实现脱水；三是用加热的方法使物料的水分蒸发，达到脱水的目的。用加热的方法达到除去物料中部分物理水分的过程称之为干燥，也叫烘干。浆料的脱水通常采用重力或机械脱水的方法或喷雾干燥的方法来进行；含水物料和成型体的脱水通常是用干燥的方法来完成。

在成型体中，颗料与颗粒间形成空隙。这些空隙形成了毛细管状的支网，水分在毛细管内可以移动。在干燥过程中，成型体与介质之间同时进行着能量交换与水分交换两个作用，成型体的水分蒸发并被介质带走，同时降低了成型体表面的水分浓度，此时表面水分浓度与内部水分浓度形成了一定的湿度差，内部水分就会通过毛细管作用扩散到表面。直到成型体中所有表面吸附水全部除去为止。

在排除表面吸附水的同时，成型体的体积发生收缩，并形成一定的气孔。全部干燥过程可分为 3 个阶段。

第一阶段：只有收缩水的蒸发，没有气孔形成，脱水时粘土颗粒互相接近，收缩急剧进行，此时制品减小的体积等于除去水分的体积。

第二阶段：不仅有收缩水的排除，还有气孔水的排除，即水分排除时，既产生成型体收缩，又在成型体中产生部分气孔。

第三阶段：收缩停止，除去水分的体积等于形成气孔的体积。

干燥过程被广泛地应用于矿物材料的合成过程中。如作为陶瓷、耐火材

料等半成品的成型体，在烧结固化之前必须进行干燥，否则会造成制品开裂或变形等。

（二）排塑

成型体中往往含有大量的增塑剂或粘合剂，如热压铸成型的成型体中含12%～16%的石蜡，轧膜成型后的成型体中含有聚乙烯醇等。这些物质在烧成前若不预先排除，则会由于粘合剂的挥发和软化造成严重变形，成型体出现较多的麻坑和气孔，机械强度也会降低。有时由于粘合剂中含碳较多，当氧气不足产生还原气氛时，会影响加热固化质量，降低材料的最终性能。

排塑时必须严格控制温度制度，有时还借助吸附剂的作用，使坯料中的塑化剂、粘合剂等全部或部分挥发，从而使坯体具有一定的强度。

吸附剂的作用是包围成型体，并将熔化的增塑剂（如石蜡）及时吸附并蒸发至空间。它应该是多孔性、有一定吸附能力和流动性，能全部包围产品，在一定温度范围内，不与产品起化学变化的材料。常用的吸附剂有煅烧氧化铝粉、石英粉、滑石粉、高岭土等，其中以煅烧氧化铝粉的效果为佳。下面以石蜡和聚乙烯醇为例来说明成型体与增塑剂在加热过程中的变化。

（1）热压铸成型体及石蜡在加热过程中的变化。

①80～100℃时，成型体被吸附剂包围，自身温度升高，体积膨胀，坯体中的石蜡开始软化，由固态变成液态，并开始由成型体向吸附剂渗透。

②100～300℃时，成型体中的石蜡由固态变为液态，由成型体内部向边缘迁移，并渗透到吸附剂中去。而吸附剂中的液态石蜡炭化成为气态，挥发至窑体空间，这是排蜡最剧烈、最关键的阶段。

③00～600℃时，坯体中石蜡已排除99%左右，这一阶段主要是吸附剂中的残余石蜡继续挥发。

④600～1100℃时，坯件中低熔物出现，已具备一定的强度，并有1%左右的体积收缩。

（2）轧膜成型体及聚乙烯醇在加热过程中的变化。在排塑过程中，首先是附着在成型体中的水分挥发，然后才是聚乙烯醇的分解，产生大量二氧化碳和水。聚乙烯醇的挥发温度较宽，从200℃开始挥发，直到450℃基本挥发完毕，而且挥发过程几乎是恒速进行的。水分的挥发随着成型体尺寸的增

大，挥发完毕的温度也相应提高。因此，必须严格控制排塑过程的升温速度。在100℃左右，保温一段时间，让水分充分挥发，避免坯件变形和开裂。在500℃以前，若升温速度过快，将会造成坯件出现较多的麻坑和气孔。

另外，聚乙烯醇的分解，需在氧气中进行。当氧气不足时，聚乙烯醇中的碳生成还原性很强的一氧化碳，对电子陶瓷中的一些元素有还原作用。由于坯件发生不同程度的还原反应，在烧结时就不易结晶、成瓷，颜色也不正常，在烧银时就出现渗银发黑，在极化时就不易加上极化电压，电性能参数也随之下降。

五、固化

被加工成型的制品一般只先获得初期强度，必须进一步固化处理，固化的主要目的是获得制品的最终机械强度，同时也要求获得制品目的功能所需的其他物理与界面化学性能。例如抗压、抗折、抗拉等机械强度，以及压缩回弹性，耐磨性，耐火防水性，耐热性，绝缘性，导电及导热性，化学稳定性，适当的摩擦性能等。有时固化工艺在成型过程中就同时完成。固化的方法很多，但是按固化的原理可大体归纳为3类：熔融固化、烧结固化和胶结固化。

（一）熔融固化

矿物原料在加工、配料后形成的配合料经过高温熔融，并将透明的熔体在高温下澄清、均化，然后冷凝形成结晶态或非结晶态材料的过程称为熔融固化。

熔融是合成熔铸耐火材料、铸石、人工晶体、玻璃、陶瓷釉、玻璃纤维等矿物材料的主要工艺过程。熔融是将配合料经高温加热，得到无固体颗粒、符合成型要求的各种单相连续体的过程。例如熔铸耐火材料一般是在电炉内进行高温熔化。铸石的熔融是将天然岩石（玄武岩、辉绿岩等）或工业废渣熔成熔体。人工晶体的熔融则有区熔法、焰熔法、内电阻熔融法等。玻璃的熔融是玻璃配合料熔融成符合成型要求的均匀的玻璃液。陶瓷釉熔块的制备类似于玻璃的熔融。

矿物材料的熔融是一个非常复杂的过程。它们的共同点是配合料（粉末或块体）在高温炉中通过热的传递、质的传递和动量传递，完成一系列物理

的、化学的和物理化学的过程，可将它们概括为表 4－9－12。固体物料内部的化学键由于高温而被打断，使原来的固态混合物变为具有一定原子团结构的、化学键及组成分布均匀的、具有流动性的熔体。

表 4－9－12　固体物料熔融过程的物理化学反应

物理过程	化学过程	物理化学过程
(1)粉料的加热	(1)固相反应	(1)各组分的相互溶解
(2)大气吸附水的排除	(2)盐类的分解	(2)生成低温共熔物
(3)组分的熔化	(3)水化物的分解	(3)熔体与窑中气体介质之间的相互作用，熔体中气体的排除
(4)多晶转变	(4)化学结合水的排除	(4)熔体与耐火材料相互作用
(5)个别组分的挥发	(5)各组分相互作用并生成均匀液相的反应	(5)不均匀的扩散，熔体的均化冷却

熔融过程中固相、液相、气相的相互作用，构成复杂的相的转化和平衡。即在高温下通过热量从高温部位向低温部位的传递，使多种固相粉末或块状物料达到熔点或低共熔点，逐步转化为单一的、均匀的熔体。因此，熔融是一个从固相向液相转化而又没有发生相变，而且熔体与气相相互作用消除可见气泡的过程。进一步通过没有可见气泡的熔体内不同组分从高浓度向低浓度的扩散，使熔体达到化学均一，完成质量传递过程。传质通过分子扩散和紊流扩散完成，其密度(浓度)梯度是质量传递的动力。

质量传递、热量传递、动量传递，简称“三传”。它是矿物材料熔融过程中必不可少的过程。它们遵循着物理学中最本质的三大定律，即质量守恒、能量守恒和动量守恒。熔融过程中存在着复杂的热量传递、质量传递和动量传递。三种传递各有自己的规律，又相互关联、互为条件，如何组织好熔化过程中的“三传”是多、快、好、省地制得各种熔体的关键。表 4－9－12 所列各种反应，无一不是依靠传质来完成的，但它们都要以一定的温度为条件，其进行的速度快慢除和温度密切相关外，还和各种动量的传递密不可分。高温炉中熔体各流动层之间的速度差导致流体的动量传递，使熔体粘度达到均一，以便于成型。同时，质量的传递，改变了物质的状态，又会影响热量和动量的传递。

如果将熔融体冷却到一定的温度，使其结晶固化，则能形成各种多晶体、

单晶体材料。这些材料具有优良的性能，如熔铸耐火材料的高致密度和优良的抗高温侵蚀性能；人造宝石的高硬度和优良的光学性能。铸石是由辉绿岩、玄武岩、高炉渣等经熔融，浇铸成型，再晶化而成，具有高耐磨性能。有些人工晶体，如人造氟云母、铁云母、多晶 CaF_2 等都是先制成熔体，然后形成晶体。

如果将高温下经过充分澄清、均化的熔融体在常规条件下急冷固化而避免结晶，则形成传统的非结晶态固体－玻璃；将玻璃块重新加热到一定温度，控制其结晶，又可得到微晶玻璃，它有着比玻璃更优秀的品质，如密度小、质地致密、没有气孔、不透水、不透气、软化温度高、化学稳定性及热稳定性好、机械强度大、韧性高、硬度大、电学性能优良等。因此在许多领域得到广泛的应用，见表 4－9－13。

表 4－9－13　微晶玻璃的应用

主要使用性能	应用实例
低膨胀性、耐高温、耐热冲击	天文反射望远镜，气体激光谐振器镜的支持棒，炊具、餐具、高温电光源用玻璃，实验室用加热器具，高温热交换器，代石英玻璃
高强度	汽车、轮船、飞机、火箭、卫星的结构材料，墙体材料，饰而材料，电热线保护管，小型绝缘子，电线管道衬垫，封接材料
高硬度、耐磨	轴承，气缸，活塞，纺织机导线杆，研磨设备内衬及研磨介质，切削刀具，离合器，地板，楼梯踏板，导槽，料斗，流槽，水利族流器锥体
易机械加工	可机械钻孔、切削，生产要求耐腐蚀、耐热冲击及加工精度高的部件，代不锈钢、塑料
耐腐蚀	化工管道，球磨机的球、衬垫，高纯化工产品生产设备
透明、耐高温、耐热冲击	高温观察窗，化学输送管道、阀、泵
低介电损失	雷达罩，集成电路的基板，丝网印刷介电体
强介电性、透明	彩色电视材料，光变色元件，指标元件
感光显影	需要复杂加工的产品，如显示图像、印刷、刻花、彩蚀、打孔、印刷线路底板、仪器标尺、器皿玻璃装饰

如果将熔融体直接拉成丝，可制得各种玻璃纤维。由于玻璃纤维的高强

度、高绝缘性和优良的保温性能，使它具有广泛的用途，如作为各种基体复合材料的增强材料。

若使用精制、高纯或人工合成原料，采取新工艺，在特殊条件下或严格控制玻璃态形成过程合成的具有特殊功能或特殊用途的玻璃，也包括上述经传统玻璃晶化获得的微晶玻璃，称为特种玻璃。特种玻璃以其所具的功能特性可以分为光学功能玻璃（表 4－9－14）、电磁功能玻璃（表 4－9－15）、热学功能玻璃（表 4－9－16）、力学功能玻璃（表 4－9－17）、生物功能玻璃及化学功能玻璃（表 4－9－18）等。

表 4－9－14　光学功能玻璃的种类及应用

功　能	玻璃名称	组成举例	应用及其他
光传输	通讯光纤	SiO_2	光通讯用光纤
	光波导	氧化物玻璃	光的分路、耦合
	微透镜玻璃	含碱硅酸盐玻璃	光信息处理
	红外玻璃	铝酸盐、卤化物、硫系物、硫卤玻璃	红外窗口、红外光纤
激光振荡	激光玻璃	磷酸盐、氮磷酸盐、氟化物玻璃	激光核聚变、激光加工、激光医疗
光记忆	光记忆玻璃	Te－O，硫系物玻璃	光盘
	PHB	色素分子掺杂玻璃	未来的光盘
		掺 Sm^2 的氧、氟化物玻璃	
光控制	磁光玻璃		光调制器、光开关
	声光玻璃		光隔离器、传感器、光偏转
	热光玻璃		光分路、光偏转
非线性光学	二阶非线性光学玻璃	SiO_2、$K_2O-PbO-SiO_2$	光倍频等
		（经强外场极化）	
	三阶非线性光学玻璃	高折射率玻璃	光开关等

功　能	玻璃名称	组成举例	应用及其他
		半导体、导体掺杂玻璃	
		色素掺杂玻璃	
感光及光	感光玻璃	含 A_U、Ag、Cu 的氧化物玻璃	图像记录、化学加工
调节	光致变色玻璃	$Na_2O - Al_2O_3 - B_2O_3 - SiO_2$	太阳镜、显示、玻璃窗
		(AgCl – AgBr)	
	电致变色玻璃	WO_3, MoO_3 等镀膜玻璃	调光玻璃窗
	热致变色玻璃	VO_2 被镀膜玻璃	调光玻璃窗
	液晶夹层玻璃		调光玻璃窗
选择透过	高分辨面板玻璃		高质量显示
与发射	高反射玻璃		光强度调节
	防反射玻璃		高质量显示
	选择透过玻璃		光的调节
偏光起偏	偏振玻璃	针状 Ag、Au、Pt 掺杂玻璃	光隔离器等

表 4 – 9 – 15　电磁功能玻璃的种类及应用

功　能	玻璃名称	组成举例	应用及其他
电子导电	电子导电玻璃	$V_2O_5 - P_2O_5$	存储开关,图像记录
		As – Se – Te	
	光电导玻璃	As – Se – Te,/Se	电视摄像管元件
离子导电	快离子导体玻璃	$AgI - Ag_2O - P_2O_5$	固体电池
超声波延迟	延迟线玻璃	$K_2O - PbO - SiO_2$	电视机、录像机的延迟线元件
磁性	逆磁性玻璃	含 PbO 光学玻璃	法拉第旋转玻璃
	完全逆磁性(超导	$Mo_{80}P_{10}B_{10}$, $T_c = 9K$	
	体)玻璃	高温超导微晶玻璃	高温超导线材
		$(Bi,Pb)_2Sr_2Ca_2Cu_3O_2$, $T_c = 106K$	
	顺磁性玻璃	含稀土金属离子的玻璃	激光玻璃,磁光玻璃
	铁磁性玻璃	$CO_{70}F0_5Si_5B_{10}$	磁头
		$B_2O_3 - BaO - Fe^2O_3$ 微晶玻璃	垂直磁记忆材料
		$SiO_2 - Ca0 - Fe_2O_3$ 微晶玻璃	磁温治疗用材料

功　能	玻璃名称	组成举例	应用及其他
基板	显示器基板玻璃		平面显示器基板
	太阳电池玻璃		太阳电池基板
	IC 基板玻璃		IC 此基板
	IC 光掩模玻璃		IC 光掩模
	光盘基板玻璃		光盘基板
	磁盘基板玻璃		磁盘基板
电磁波吸收与	电磁波吸收玻璃	$CdO-Gd_2O_3-B_2O_3$	吸收中子射线
屏蔽	耐辐射玻璃	含 CeO_2 的氧化物玻璃	
二次电子发射	二次电子发射玻璃	$PbO-BaO-K_2O-SiO_2$	微通道板

表 4－9－16　热学功能玻璃的种类及应用

功　能	玻璃名称	组成举例	应用及其他
耐热冲击	低膨胀玻璃	SiO_2，SiO_2 TiO_2	光掩模基板、天体望远镜、热交换器
	低膨胀微晶玻璃	$Li_2O-Al_2O_3-SiO_2$	同上、炊具
加热软化	封接玻璃	$PbO-B_12O_3-SiO_2$	电子器件的封接、涂层
		$PbO-ZnO-B_2O_3$	
隔热性	中空玻璃		建筑物窗户等
	加气玻璃		

表 4－9－17　力学功能玻璃的种类及应用

功　能	玻璃名称	组成举例	应用及其他
高弹性模量	高杨氏模量氧氮玻璃	$Mg-Al-Si-O-N$	复合材料的增强纤维
高强度，高韧性	高韧性微晶玻璃	各种微晶玻璃	机械结构材料
	高韧性玻璃基复合材料	SiC/β 锂辉石	发动机部件
机械加工性	云母微晶玻璃	氟金云母组成	机械零件，绝缘材料
		（$K_2O-MgO-Al_2O_3-SiO_2-F$）	
熔融固化	放射线废料固化玻璃	硼硅酸盐	放射性废料的处理
耐腐蚀	抗碱玻璃	含 Zr、Ti 的无碱玻璃	混凝土增强纤维
选择腐蚀	化学切削玻璃	$SiO_2-Li_2O-CeO_2-AgCl-Al_{03}$	精密器件

功　能	玻璃名称	组成举例	应用及其他
水溶性	含水玻璃		质子导电材料等
杀菌	抗菌、杀菌玻璃	$Ag_2O-N_2O-B_2O_3-SiO_2$	环境净化
光化学反应	自洁玻璃	TO_2 涂层	无需擦洗的窗玻璃
分离精制	多孔玻璃	SiO_2	高温反应物分离清制
催化剂载体	多孔玻璃	SiO_2	固定化酶
生物活性	人工骨微晶玻璃	$MgO-CaO-SiO_2-P_2O_5$	人工骨、骨修复
生物相容性	牙冠微晶玻璃	$MgO-CaO-SiO_2-TiO_2-P_2O_5$	牙根补强、人工牙冠
疾病治疗	磁温治疗玻璃	$CaO-Fe_2O_3-B_2O_3-SiO_2-P_2O_5$	癌症的磁温治疗
	放射性玻璃	$Y_2O_3-Al_2O_3-SiO_2$	癌症的放射线治疗
	基因工程用玻璃		DNA 的回收、精制等
降解件	玻璃缓释肥料	含 N、P 的氧化物玻璃	农用肥料
	玻璃缓释卸料	含 Cu、Se 等氧化物玻璃	牲畜饲料

特种玻璃是高技术领域中不可缺少的材料，特别是光电子技术开发的基础材料。通讯光纤已经作为实现通讯技术革命的主角，在现行的信息高速公路中起着其他材料无法起到的作用。如光导玻璃纤维可用于照明光源或配合各种光学传感元件的光导管、工业及医用内窥镜、“光刀”等。而用在光通讯方面，与同轴电缆的微波通讯系统相比，它具有抗电磁干扰、尺寸小、重量轻、耐辐射和易于铺设等优点。因此光导玻璃纤维已成为近代光通讯的基础。在今后的几年内，激光玻璃、功能光纤、光记忆玻璃、集成电路（IC）光掩模板、光集成电路用玻璃，以及电磁、磁光、光电、声光、压电、非线性光学玻璃、高强度玻璃及生物化学等功能玻璃都将有大幅度的发展。

为了获得具有特殊功能的玻璃，或者使玻璃的某些特性更为突出，除了传统的熔融法以外，必须采用一些特殊的玻璃形成方法。如按不同聚集形态的物质向玻璃转变来分类，有代表性的玻璃形成方法有以下几种。

（1）气相沉积法。通过气相制作玻璃态方法主要有真空蒸发法、阴极溅射法及化学气相沉积法等几种。

①真空蒸发法。少量样品在真空条件下通过加热或电子束轰击而蒸发

成气相，然后使之在冷却的衬底上冷凝成无定形薄膜。一般而言，该基础材料的组成、真空蒸发系统、基板温度等因素均将影响膜的结构组成。该方法的优点是无污染，能涂金属、氧化物等多种材料。

②阴极溅射法。此法利用阴极电子或惰性气体原子或离子束轰击近阴极的金属和氧化物靶，使之溅射到衬底上，经冷却而成无定形材料。近年来在此方法的基础上又发展了一种反应溅射法，即溅射后在基板上和氧气进行反应后形成氧化物无定形薄膜（如 $PbO-TeO_2$，$PbO-SiO_2$ 膜等）。

溅射法粒子的能量（10eV）高于真空蒸发法（能量仅 0.1eV），故膜层附着力强且致密，适用于不易蒸发的材料，其缺点是效率不够高。

③化学气相沉积法（CVD）。这种方法利用气态物质在固体表面进行化学反应生成固态沉淀物，作为一种反应产物凝结在衬底上且仍然保持远程无序的结构状态。当然，反应接近或就在衬底表面发生，而不应该在气相下发生。该方法应用的条件为：反应剂在室温或不太高温度下呈气态或蒸气压较高，且纯度高；能形成所需要的沉积层而其他反应产物易挥发；工艺上重现性好，成本低。

CVD 法制备的涂层粘附性好，内应力小且均匀。与上述方法相比，CVD 法工艺简单，经济实用。到目前为止，用 CVD 法制备的玻璃态材料有半导体工业中的玻璃态电绝缘材料 Si_3N_4 和导电的 Si_3N_4-C，Si_3N_4-SiN，Si_3N_4-AIN 等复合玻璃态材料；有用于硼扩散源的玻璃态 BN 以及具有导电性、化学稳定性且质地坚硬的玻璃态硼化物 Ti－B、Al－B、Zr－B 等以及磷硅玻璃膜（$P_2O_5 \cdot SiO_2$）等法。

（2）熔体冷却法。用熔体冷却法制作玻璃态物质，其远程无序结构是由加热熔化的方法获得的。至于能否保持其远程无序结构，则取决于熔体达到过冷状态的倾向大小，即取决于熔点以下熔体过冷而不致引起成核和结晶的能力。显然，只有那些过冷程度很大而不析晶的液体，才可能成为玻璃。利用高速冷却熔体方法可以使金属、合金或一些离子化合物成为玻璃态。有人研究了用机械式高速旋转进行喷吹，然后冲击冷却的板面，也可以利用离心力将熔融金属液喷射在冷却的板面上，这种冷却方法得到的冷却速度可以是传统熔体冷却法的 20～30 倍以上。活塞－砧法（或称为锤－砧法）则将熔融

金属液滴在迅速移动的活塞(锤)与砧之间,该派滴被压缩;因铜垫的快速传热,被压缩的液滴能急冷成玻璃。该方法获得的玻璃片可有一定厚度(几十微米),其形状规则,且二面平行度较好。冷却速度比传统的熔体冷却法高 2 到 3 个数量级。在两个旋转轮之间浇入熔体,熔体被轧平,并急冷成均匀长带状试样,这种方法称为轧辊急冷法,该法可制成宽 5 ~ 10mm,厚 0.02 ~ 0.12mm 的连续带,在实用上也有一定价值,轧辊急冷法的冷却速度可达 $10^8 K \cdot s^{-1}$ 或更高些。总之。近年来发展的一些液态冷却技术均将使熔体冷却法的冷却速度大幅度提高。

(3)晶体能量泵入法。

①辐照法。该法是利用高速中子束或 α 粒子束轰击晶体材料而使其无定形化的方法。其过程如下所示:

$$SiO_2(\text{晶体}) \xrightarrow{\text{中子轰击}} SiO_2(\text{玻璃})。$$

由于中子或 α 粒子可把很大的能量传递给晶体中的原子,以致于使原子离开它在晶格中的位置,进入空隙或发生碰撞而形成缺陷,结果晶格中原子间距和化学键键角均发生变化,造成结构向远程无序转化而形成玻璃态。

②冲击波法。一些晶体物质用爆炸法或在夹板中施以瞬时冲击波,在极大的压力和随之而来的高温作用下形成玻璃态。例如石英晶体在压强大于 3.6×10^{10} Pa 时的冲击波作用下成了非晶态,又如晶态白磷在 250℃ 下、压力大于 7×10^8 Pa 时形成玻璃态磷。

③离子注入法。用高能量的离子束(几十电子伏到几百千电子伏)轰击晶体表面,当注入的离子达到高剂量时(一般不小于 10%),可使基体表面非晶化。该方法借助于离子注入时产生的热峰作用及轰击表面时产生极高的压力密度和位错密度,使基体表面呈远程无序状态。高剂量离子注入可制成多种玻璃态合金系统。例如 Fe,Co,Ni 和 B,P 组成的玻璃态合金即可用此方法得到。

(4)固相热分解法。采用固相热分解也可以制得非晶态材料,但这种方法在实际应用中具有重要意义的只是玻璃碳。它是经加热酚醛树脂和糠醇碳化而制成。随着碳化,在 L111℃ ~ 800℃ 气孔表面积变大,质量、体积减少,在 SOO ~ 1200T,气孔相继消失,变成具有玻璃状外观的无气孔的玻璃碳。

(5)溶胶－凝胶法(Sol－gel 法)。此方法也称溶液低温合成法。溶胶－凝胶法用于制备玻璃只有几十年历史,它的原理是将处于液态的适当组成的金属有机化合物(金属醇盐)通过化学反应和缩聚作用生成凝胶,经加热脱水最后烧结形成玻璃材料。

与高温熔融法相比,溶胶－凝胶法有以下优点:

①基于此方法是利用溶液中的化学反应,原料可在分子水平上得到均匀混合,因此产品均匀性高,尤其对于多组分玻璃而言,这个优点更突出;

②醇盐原料易于提纯,故产物的纯度亦高;

③溶胶－凝胶法热处理温度大大低于相应玻璃的熔化温度,因此节省能源,减少了挥发损失和污染;

④溶胶－凝胶法可以制得一些用熔融法难以制取的高粘度易分相、析晶的组成所得的玻璃。

溶胶－凝胶法的主要缺点是原料价格高,在干燥及烧结阶段中制品易开裂,处理时间相对较长。

目前已报导了用溶胶－凝胶方法成功地制得薄膜、纤维、块状玻璃以及中空玻璃微球等。

综上所述,虽然玻璃形成的方法很多,新的工艺不断产生,但总的可分为熔体冷却法和非熔融法两类。熔体冷却法中的传统熔体冷却固化工艺仍然是合成玻璃的主要方法。

(二)烧结固化

矿物原料的粉末成型体在低于熔点相当多的高温条件下固化成为坚硬密实烧结型材料的过程称为烧结(或称烧成)固化,它是通过粉体颗粒间的物质传递并伴随着固相反应、气固反应或形成液相产生固液反应,使粉体间产生牢固的粘结而具有强度。它不要求完全合成某种矿物,主要是通过传质及多种反应把原来的粉末烧结在一起,所以,材料中常有各种原料的残余相,有反应物、析出物,有固相、液相、气相,是一个结构复杂的烧结体。

图 4－9－2 为烧结现象示意图。

烧结过程的物质传递方式有 4 种,见表 4－9－19 为烧结过程中物质传递的方式和机理。

粉末物料在烧结过程中有一种推动力在起作用，这个推动力就是粉末体的表面能。物质处于粉末状态时具有大的比表面积，也具有较高的表面能。粉体在制备过程中，粉体表面及其内部出现各种晶格缺陷，由此，粉体与块状相比具有较高的表面能，处于不稳定状态。粉体的过剩表面能成为烧结过程的推动力。粉体的表面能在数百至上千焦/摩尔之间，与化学反应过程能量变化（可达几至几十万焦/摩尔）相比，这个烧结推动力实在是很小的。因此烧结不能自动进行，必须对粉体施以高温，才能促使粉体转变为烧结体。

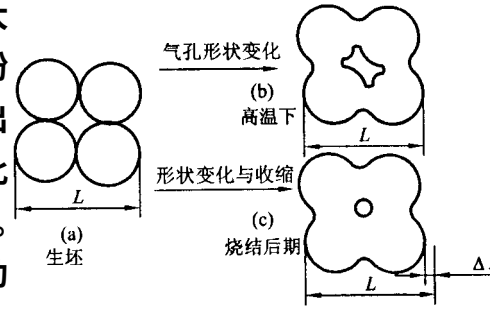


图 4－9－2　烧结现象示意图

烧结分为在高温下有液相存在的液相烧结及无液相存在的纯固相烧结两种。有液相存在时，依靠高温液相的粘结使颗粒之间因结，常要添加粘结剂。在不添加粘结剂时，则依靠原料中含有的杂质在烧成时生成的液相作为玻璃质粘结剂。对于高温下没有液相存在的固结，则可能是与固相的滑移或塑性流动有关。

表 4－9－19　烧结过程中物质传递的方式和机理

物质传递方式	机　　理	制约条件
蒸发和凝聚传质	由于颗粒表面曲率有差异，各部位蒸气压不同，物质从蒸气压高处蒸发而凝聚到蒸气压低处，所产生的物质迁移	仅在高温下蒸气压较大的系统内进行，如 PbO、BeO 和 Fe_2O_3 的烧结
扩散传质	晶体的晶格中常存在缺陷（如：空位），当晶粒各部分缺陷的浓度存在差异时，物质就会由缺陷浓度大的部位定向扩散到浓度小的部位，由于在颈部、晶界表面和晶粒间存在空位浓度梯度，烧结过程中物质可以通过体积扩散、表面扩散和晶界扩散向颈部作定向传递	材料组成、颗粒大小、显微结构、温度、气氛及添加剂等都会影响扩散传质

物质传递方式	机　　理	制约条件
粘性和塑性流动传质	高温下某些晶粒具有牛顿型液体的粘性流动，使相邻晶粒中心互相逼近，晶粒间产生粘合作用形成封闭气孔，封闭气孔由于粘性流动密实化，产生粘性流动传质，高温下坯体中固相含量较高，会产生塑性流动传质	晶粒的起始粒度、粘度和表面张力，固液相系统中，粘度较高或高温高压时易发生
溶解－沉淀传质	固相分散于液相中，细小颗粒（其溶解度高）或颗粒表面的凸起部分溶解进入液相，并通过液相转移到另一面颗粒表面（其溶解度低）而沉淀下来，直至晶粒长大	一定的液相量，固相被液相润湿，固相在液相中有适当的溶解度

非金属矿物材料烧结制品的烧结工艺类型分为常压烧结、低温烧结、压力烧结、气氛烧结等，详见表 4－9－20。

表 4－9－20　矿物材料的烧结工艺类型

烧结方法		工　　艺	特　　点	应　　用
常压烧结		无需特殊气氛，在常压下进行，常引入添加剂，使用易烧结份料	工艺简单，成本低，但容易残留气孔，强度较差	Al_2O_3、MgO、ZrO_2 等制品
热压烧结	热压烧结	较难烧结的粉料装入特制包套内，在升温的同时施加压力。	可降低成型压力、烧结温度，无需加烧结促进剂，能改善制品的性能。但过程及设备复杂，生产控制较严，模具材料要求高，能耗大	Al_2O_3、MgO、CaF_2、PZT 陶瓷
	反应热压烧　结	利用高温下粉料间的化学反应热进行烧结	可以在温度较低的情况下制得高强度、致密的细晶陶瓷	ZrO、Al_2O_3、MgO 制品，用 $BaCO_3$ 分解的 BaO 和 TiO_2 合成 Be－TiO_3 以及 $MgAl_2O_3$、pb(Zr,Ti)O_3 等

烧结方法		工　艺	特　点	应　用
热等静压烧结	包套热等静压烧结	将粉料装入包套内，移进高压容器中，在高温和均衡的压力下进行的烧结。	能制造结构均匀的高强度陶瓷制品，但需要产生高温高压气体的装置和复杂的模具，模具材料有纯铁、软钢、不锈钢、镍、钛、钼、铂等	Al_2O_3、MgO、Si_3N_4、SiC 等
	无包磁热等静压烧结	将粉料成型和预烧封孔后，通入 1 ~ 10MPa 的压力气体进行烧结	降低热等静压成本，生产效率较高，可生产异形制品，无需后加工	添加 Y_2O_3 和 Al_2O_3 的 Si_3N_4 制品
反应烧结		利用固－液、固－气反应，在合成陶瓷粉末的同时进行烧结	能制造形状复杂、尺寸精确的产品，烧结后产品尺寸不变，有气孔残留，制品强度低	RBSN、Si_2ON_2、SiC 制品
气氛烧结		在烧结过程中通入某种气体，形成气氛	可使烧结体具有优异的透光性．但影响因素多，工艺要求高	透明 Al_2O_3 瓷、透明 MgO、Y_2O_3、BeO、ZrO_2 等制品
液相烧结		生坯在高温下产生液相，烧结助剂有效地起作用	能在较低温度下烧结高密度制品，但制品的高温强度低	Si_3N_4 制品
化学气相沉积烧结		形成化学气相沉积膜而成烧结体	能获得高纯度制品，但易残留气孔，不能制造大型或厚壁产品	TiB_2 刺制品
超高温烧结		利用超高压、高温装置进行	可合成高密度制品，但不能制造大型产品，装置昂贵	合成金刚石、立方 BN、Si_3N_4 制品
水热烧结		用水等流体代替高温高压气体	可烧结挥发成分的材料，可进行低温烧结，但需要水热装置	云母制品
电火花烧结		利用粉末间火花放电产生高温的同时施加压力，进行烧结	烧结时间短，几分钟即可	碳化物、氮化物新型陶瓷制品

除了传统的陶、瓷器烧结制品及普通耐火材料外，在无机非金属矿物材料中，采用高度精选、提纯和细磨的非金属矿物微粉或使用化工原料人工合成的高纯超细粉体为原料，具有能精确控制的化学成分，按照便于控制的合成和加工技术制造，并便于进行结构、性能设计的各类优异性能的烧结制品（见表 4－9－21），常被统称为“特种陶瓷”。

表 4－9－21　烧结型矿物材料的应用

材料类型		组　成	产品应用举例
耐火材料		粘土质、高铝质、刚玉质、莫来石质、硅质、镁质、碳质	粘土质耐火砖、硅铝砖、镁铝砖、刚玉砖、莫来石砖
碳和石墨制品		碳、石墨、沥青、粘土	石墨电极、石墨坩埚、碳－石墨轴承
电功能材料	绝缘性	Al_2O_3、BeO	集成电路基片、封装
	铁磁性	$BaTiO_3$	电容器
	压电性	PZT	振子、换能器
	半导体性	SiC、$BaTiO_3$、ZrO_2 系	热敏点阻、发热体
	离子导电性	β－Al_2O_3、ZrO_0 系	固体电解质、氧气传感器
磁功能材料		Zn－Mn 铁氧体，Sr 铁氧体	磁芯、磁带、磁头、磁铁
摩擦功能材料		C－C 基、碳纤维－石墨纤维基、粉末冶金、非金属矿陶瓷基衬片	碳－石墨轴承（减摩功能）、碳－碳基飞机制动器衬片、金属基及无机或半金属基衬片（摩阻功能）
光学功能材料		Al_2O_3、MgO、Y_2O_3－ThO_2、PLZT	钠蒸气灯光管、激光材料、电光材料
化学功能材料		SnO_2、ZnO、NiO_2	气体传感器
		$MgCr_2O_4$－TiO_2	湿度传感器
		Al_2O_3、堇青石	催化剂载体
		Fe－Mn－Zn 化合物－铝酸钙	催化剂
生物功能材料		Al_2O_3、磷石灰	人工骨胳、人工牙齿
放射性功能材料		VO_2、C、B_4O、SiO、Li_2O	核燃料、核反应堆材料、热核反应堆材料
加热与隔音功能材料		多孔陶瓷、陶瓷纤维、泡沫玻璃	保温材料、吸引板
热学功能材料		ZrO_2 系、TiO_2 系陶瓷	红外线辐射体
力学功能材料		Al_2O_3、TiC、SiC、C（金刚石）－金属基，Si、Ni、SiC	研磨材料、切削材料、透平（燃气轮机）叶片

(三)胶结固化

不经过相互热反应的烧结,而是由第三种媒介物质将分离物质连接固化的现象称为胶结。

非金属矿物材料经常采用矿物本身的相互反应来达到胶结固化的目的。这种矿物媒介物质被称为"矿物浆糊"。它在材料工业上有重要的工业地位。此外,也常采用非天然矿物材料胶结物,例如无机类的人造矿物粘结材料(水泥、石膏、石灰、硅酸钠等)或有机高分子聚合物粘结材料。

对胶结的形式进行明确的分类是比较困难的,根据胶结材料的机能可以分为如下几种(见表 4－9－22)。

表 4－9－22　矿物材料胶结工艺类型

胶结工艺类型	胶结机理类型	胶结材料及反应举例
无机胶结材料的胶结固化	由化学反应的胶结	磷酸、磷酸盐、硝酸盐、硫酸盐等,如 $MO + 2H_2PO4 \rightarrow (M(HPO_4)_2 + H_2OMO$ – 金属氧化物
	由沉淀物产生的胶结	硅酸钠、硅溶胶,如 $n[Si(OH)_4] \xrightarrow{pH\text{变化}} [Si(OH)_2] + nH_2O$
	由水化反应的胶结	硅酸盐水泥、氧化镁、烧石膏、$CaO - SiO_2$
有机高分子胶结材料的胶结固化	沥青材料的胶结	煤沥青、石油沥青
	热固性树脂的胶结	酚醛树脂、聚酯树脂、环氧树脂
	热塑性塑料的胶结	聚烯烃类 – 聚乙烯、聚丙烯、聚丁烯及共聚物、聚酰胺、聚碳酸酯、聚甲醛
	橡胶材料的胶结	天然橡胶,再生橡胶,合成橡胶 – 丁苯、丁腈、丁基、丁二烯、氟橡胶、硅橡胶

有机高分子聚合物与金属矿物材料复合胶结,其胶结粘着的机理比较复杂,一般可以认为有 5 种因素:浸润与吸附,相互扩散,静电引力,化学键结合以及机械粘着。对于橡胶材料的胶结,实际上是橡胶硫化剂与凝胶分子发生交联,形成带有支链的大分子烧结空间结构的结果。在大多数情况下,无机

矿物一高分子聚合物材料的胶结固化是与材料的成型工艺同时或连续完成的，并要在热处理（热压定型）的条件下进行。如碳素材料是很重要的电极材料和各种电工元件，也是一种重要的耐火材料。它是利用各种碳素原料（天然石墨或碳粉石墨化而来）加有机胶结物（如沥青、树脂等）胶结成型，然后经焙烧而成。而无机物之间胶结的工艺则经常是在预先成型以取得制品初期强度后，再在适当的湿度、温度、压力及水化时间等条件下完成的。

主要的非金属矿物材料胶结制品（复合材料）的产品类型见表 4－9－23。

表 4－9－23　非金属矿制品（复合材料）产品类型

胶结类型	制品功能	举　例
由化学反应的胶结材料	无机粘结剂、涂料	磷酸盐矿物粘结剂、菱苦土人造板材、无机纤维复合保温涂料、耐火涂料
由沉淀物产生胶结的材料	无机粘结剂、高温涂料、防水密封材料、保温绝热及吸附、催化载体	水玻璃、膨胀珍珠岩、膨胀蛭石制品、无机粘土建筑涂料、粘土防水密封涂料、硅酸凝胶
由水化反应的胶结材料	机械力学强度、建筑材料、绝热及隔音、装饰、耐火性	石棉水泥制品、硅胶硅板、高压纤维水泥管、水泥胶结各类建筑及绝热制品
沥青胶结材料	密封、绝热、保冷、防水、防振、碳－石墨制品粘结	无机－沥青建筑防水涂料、沥青粘结绝热、保冷制品（膨胀、蛭石、珍珠岩）、碳－石墨制品
热固性树脂胶结材料	力学结构功能、摩阻功能、绝热吸音，耐火、绝缘性、耐蚀性	离合器面片、合成闸瓦、制动器衬片、工程树脂制品，岩棉保温板及管、云母绝缘板、云母－树脂制品
热塑性塑料胶结材料	绝缘性、工程力学性、可塑性、耐蚀性	云母－树脂塑性制品、电绝缘线材、纤维增强高压塑料管制品
橡胶胶结材料	可塑性、压缩回弹性、绝缘性	石棉橡胶板、石棉胶孔板、气缸热片、石棉－石墨－橡胶盘根

五、后加工处理

后加工处理是指对矿物材料制品的外观质量、结构形状、装配与使用规格尺寸等进行最终加工处理。也包括进一步改善与稳定制品质量、性能以及加工成复合产品的生产工艺。主要有热处理，去除加工，表面处理及接合与包覆 4 大类。

(一)热处理

成型固化后制品的热处理目的主要是稳定和进一步提高制品机械性能，特别是要消除制品的内应力，防止开裂或翘曲变形，如玻璃材料的退火；也可以减少制品中的水分，改善防水性能，或降低制品的烧失量及有机组分含量；改善防火、耐蚀性能。

(二)去除加工

是为了达到使用及装配总的要求进行的外形规格尺寸进行的形态加工。不同功能用途的制品对去除加工精度要求不同。去除加工通常采用力学性质的机械加工方法，也有采用化学、电化学、光学方法进行的，常见的制品去除加工方法见表 4－9－24。

表 4－9－24　非金属矿制品去除加工工艺类型

方法类型	加工工艺
力学加工	
切割加工	锯切、剪裁、切割、喷射剪切、钻孔
刀具加工	切削、车削、刨削、切割、钻孔
磨料加工	磨、抛光、砂布砂纸加工、磨削、研磨
电化学加工	超声波加工、流体喷射加工、电解抛光
化学加工	化学抛光、蚀刻、光刻
电学加工	电火花加工、电子束加工、离子束加工、等离子体加工
光学加工	微光打孔

(三)表面处理

表面处理是改善制品表面性能的重要工序，目的机制品功能不同而异。主要有：表面装饰、防水、防蚀、防粘连、贴合、隔热、隔音、光和热反射以及减