第二篇

破碎与筛分工艺技术及设备

第一章　配矿、洗矿工艺与设备

第一节　配矿工艺与设备

一、配矿及混匀

任何一个矿山在全矿床的范围内矿石的质量分布总是不均匀的。为了保证选矿厂正常生产，获得良好的技术经济指标，要求入选矿石的质量指标必须均衡稳定。为此，在一般情况下，将矿石进行配矿及混匀。办法是建配矿及混匀料场，或采用简易配矿混匀设施。当采用配矿及混匀料场时，配矿和混匀均在料场进行；当采用简易配矿混匀设施时，配矿通常在采矿场，粗破碎前栈桥上或在精矿仓中进行；混匀则在破碎、筛分和运输过程中进行。

（一）各种情况的配矿及混匀

1. 在矿山掌子面配矿与混匀

按照选矿厂对入选矿石质量指标的要求，根据矿山地质资料，结合矿山开采实际进行配矿设计。根据设计合理选择开采矿段，确定开采掌子数量，出矿顺序及比例并考虑围岩混入等因素，采出的不同质量矿石，按配矿设计要求分别装车，并按确定的编组计划将矿石送往选矿厂粗破碎栈桥上，根据矿石基本特性和可选性试验结果，采取车厢对翻的方法进行配矿和混匀，然后经破碎、筛分、贮存、卸矿和在运输过程中将矿石进一步混匀，使之满足在一定周期内入选矿石的质量要求。

2. 在选矿厂矿石料场上配矿及混匀

有些选矿厂由不同矿山来的矿石(或外购矿)种类较多,质量指标差异较大,矿石运到选矿厂矿石料场后要分别贮存,按各种矿石基本特性和可选性试验结果进行配矿,一定周期内选配某几种矿石,过期再另行选配,使配矿后的矿石质量均衡稳定,满足选矿厂工艺要求。

另一种较为普遍采用的配矿方法是积层法,这种方法就是在矿石料场上把运来的矿石用堆料机按要求堆成许多互相平行,上下重叠的料层,每一料层的重量基本相等,每个料堆的层数可达几百层,这分层铺料本身就是配矿。料堆形成后,再用取料机从料堆垂直于料层的整个截面上切取所有料层,这是一种有效的混匀方法。有的料场使用电铲进行配矿及混匀的。

3. 在磨矿后选矿前配矿与混匀

此法是把矿山运来的矿石按质量不同分别堆存,分别破碎和磨矿,然后按要求分别送到搅拌槽中配矿混匀,混匀后的矿浆送下一作业处理。水口山铅锌矿将外购矿和自产矿按规定的矿量比例分别破碎和磨矿,粒度合格后按要求分别送到同一搅拌槽中进行配矿和混匀,然后给入浮选作业。

4. 在精矿料场配矿和混匀

精矿配矿是把不同等级的精矿,按冶炼不同要求进行配矿和混匀,然后以商品精矿出厂。精矿配矿混匀可在精矿仓库用抓斗起重机倒料或将不同等级的精矿分别贮存于料仓中,然后按要求从料仓中排料和装车。

5. 在料仓中混匀

矿石通过破碎、筛分和运输过程得到了一定程度的混匀,特别是矿石在中间贮料仓及磨矿料仓通过移动卸料车或梭式皮带往返分层布料,再从料仓底部的排料设备按计划排料,使矿石得到进一步混匀。这种混匀方式在我国许多选矿厂生产中得到应用。鞍钢东鞍山烧结厂选矿车间采用此法混匀矿石有一定的效果,见表 2-1-1。

表 2-1-1　东鞍山烧结厂选矿车间矿石混均前后对比

取样地点	取样个数(n)	标准差(s)
混匀前在矿山掌子面	313	1.48
混匀后在一次分级机溢流	329	1.11

注 :表中数据系 1984 年 10 月生产统计资料。

(二)混匀效果计算

关于混匀效果计算,一般采用进料成分的标准差与出料成分的标准差之比来表示。标准差按下式计算:

$$s=\sqrt{\frac{1}{n-1}\sum(\alpha-\bar{\alpha})^2} \tag{1-1}$$

式中　s——标准差；

α——各次取样样品含量测定值，%；

$\bar{\alpha}$——各次取样样品含量平均值，%；

n——取样个数。

混匀效果按下式计算。

$$\eta = \frac{s_E}{s_A} \tag{1-2}$$

式中　η——混匀效果；

s_E——进料成分标准差；

s_A——出料成分标准差。

若(1－2)式中 η 值越大，说明混匀效果越好。在实际应用中，除了用 η 值大小反映混匀效果外，还可用出料成分标准差值来表示混匀效果，这是因为这种表示方法用起来更直观。我国石岭水泥厂从 1979 年 4 月至 1982 年 10 月对石灰石做过多次混匀工业试验，其结果见表 2－1－2。

表 2－1－2　石岭水泥厂石灰石混匀工业试验结果

试验编号	进料标准差	出料标准差	η
GS－Ⅰ	93.44±8.8	94.08±1.6	5.5
GS－Ⅱ	94.72±5.65	95.43±0.89	6.4
GS－Ⅲ	93.97±6.72	94.31±0.86	7.8
GS－Ⅳ	91.75±6.64	91.77±1.02	6.5

从表 2－1－2 中数据看出，第三组 η 值大，出料标准差小，说明混匀效果好，第二组次之，第一组最差。

在配矿及混匀设计中，常常需要在已知原料条件下计算设置配矿及混匀工艺后的混匀效果，此时可用下述经验式计算：

$$s_Q = \frac{s_E}{\sqrt{n}} \tag{1-3}$$

式中　s_Q——取料断面上物料的标准差预测值；

s_E——进料成分标准差；

n——料堆铺料层数。

用此式计算结果尚须根据取料机的不同类型进行修正。

二、选矿厂配矿及混匀料场

(一)料场的作用和布置方式

1. 料场的作用

选矿厂的配矿及混匀料场有如下作用：

(1)贮存作用。由于料场有一定的矿石贮存量，把它用作贮存设施，保证对选矿厂提供足够的矿石。料场起到调节和缓冲选矿厂与矿山开采，运输条件所引起的矛盾。如由于工作制度不同的相互干扰，运输不及时的影响等因素可以基本消除，这就保证选矿厂可在正常条件下进行连续生产。

(2)配矿与混匀作用。对进入料场的矿石，用适当的堆料方式和布料方法，选用合适的堆料和取料设备，使矿石在化学成分和物理性质方面得到混匀，入选矿石的质量得到稳定，生产操作和管理得到改善。

2. 料场的布置方式

料场基本上有两种布置方式，一是长形料场，另一种是圆形料场。

(1)长形料场

长形料场主要有两种布置方式，一种是平行并列式布置，另一种是串联直线式布置。这两种布置方式，一般都要有两个以上的料堆，一个用作堆料，一个用作取料，在生产过程中相互交替使用，堆料和取料分别同时进行，不会发生两种作业相互影响。

在配矿及混匀料场中选用的设备，大都是堆料和取料分开，而不选用堆取合一的设备。

料场的布置方式主要是根据用料量，场地条件，总图布置和选用的堆取料机型式等因素来决定。采用平行并列式可布置成两跨两堆制和两跨四堆制。采用串联直线式则布置成一跨两堆制。这些形式各有其优缺点。

选用的堆料机和取料机类型与料场布置方式有着密切关系。

当选用固定式悬臂皮带堆料机时，由于它不能回转，料场布置成一跨两堆制，若用回转式悬臂皮带堆料机，料场可布置成两跨两堆制。

选用桥式滚筒取料机或桥式双斗轮取料机时，料场可按两跨两堆制布置，若一台取料设备要取两跨的料堆，由于取料设备不能直接过跨或过堆，当要过跨时，就要用过跨小车的办法，见图 2－1－1。

选用双向耙料架的桥式取料机，其铲斗可以调换方向，可将料场布置为每跨两堆制，具体形式有一跨两堆制，两跨四堆制，取料机设置在两个料堆之间，取料时可向两个方向取料。见图 2－1－2。

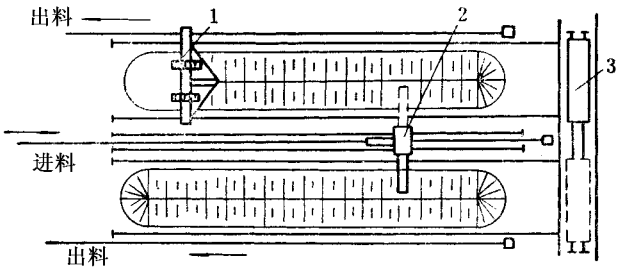

图 2－1－1　桥式双斗轮(或滚筒)取料机料场布置图

1—桥式双斗轮取料机；2—回转式悬臂皮带堆料机；3—过跨小车

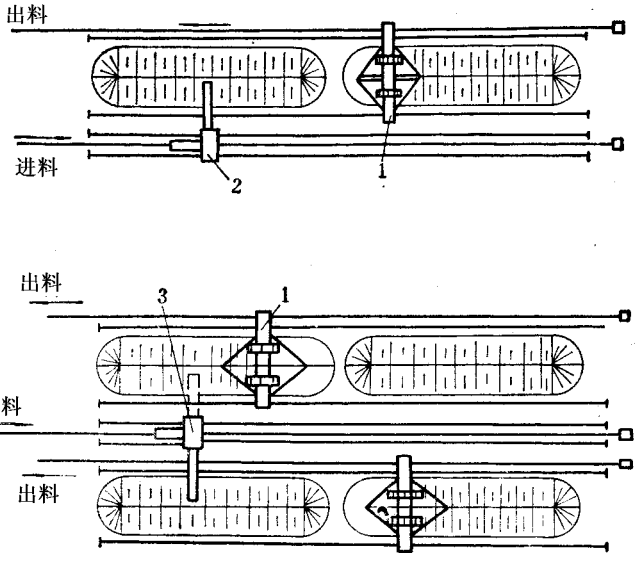

图 2－1－2　带双向耙的双斗轮取料机料场布置图

1—双向耙双斗轮取料机；2—固定式悬臂皮带堆料机；

3—回转式悬臂皮带堆料机

选用可回转的桥式双斗轮取料机时，由于桥架能俯仰回转，它可直接过跨过堆，因此料场可布置成一跨两堆制，两跨两堆制或两跨四堆制，见图 2－1－3。

(2)圆形料场

圆形料场堆料时，矿石由设置在栈桥上的皮带运输机运来，通过堆场中心的旋转漏斗将矿石卸至径向的回转式堆料皮带机上进行布料。堆料皮带机应是可俯仰的，以减少粉尘的污染。取料通常采用桥式括板取料机，取料机的桥架一端支承在堆场中心的主柱上，另一端支承在料堆外圆的圆形轨道上。见图 2－1－4。

圆形料场的外圆直径在 45～100 米之间，最大为 150 米，但在使用中多为 85～100 米。这种圆形料场较适用于中小型厂，但在钢铁企业中较少使用。

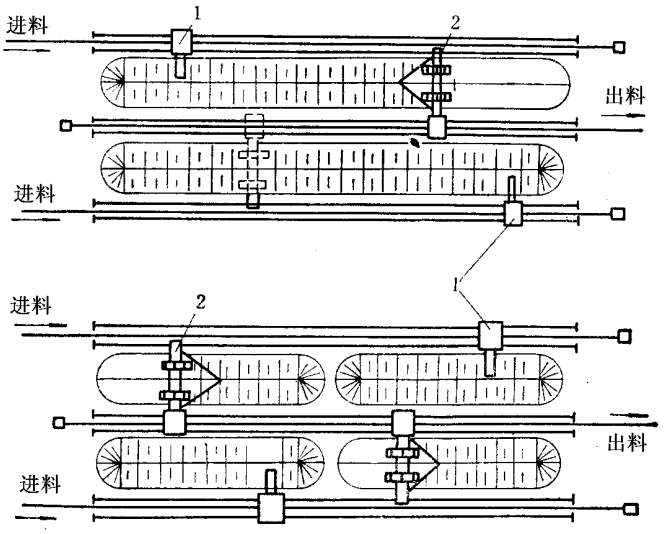

图 2－1－3　回转桥式双斗轮取料机料场布置图

1—固定式悬臂皮带堆料机；2—回转桥式双斗轮取料机

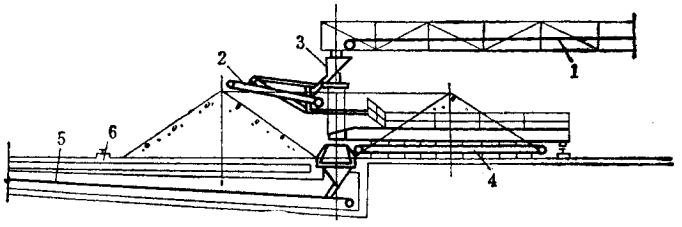

图 2－1－4　圆形料场

1—栈桥及进料皮带机；2—旋转堆料皮带机；3—旋转漏斗；

4—刮板取料机；5—出料皮带机；6—环形轨道

料场堆料时一般是在圆形料场上分成三堆，每堆按圆心角 120°左右，因此可以一堆布料，一堆取料，一堆待用。这种料场的特点是面积利用率较高，缺点是堆料时有相互交叉的过渡带，过渡带对配矿及混匀效果有影响，料场扩建较困难。

对于上述的长形料场和圆形料场，有的布置在室内，而有的在露天。在目前绝大部分是露天的，有特殊要求时才布置在室内，如由于气候条件严寒或多雨，为了防冻或防雨，或由于矿石含有特殊有害成分，为了减少对环境污染等。料场设制在室内，其投资是较高的。

（二）堆料方式和取料方式

1. 堆料方式

主要的堆料方式有如下几种：

(1)人字形(或等腰三角形)堆料方式；

(2)三菱形(或波浪形)堆料方式；

(3)人字—三菱形堆料方式。

上述几种堆料方式如图 2－1－5 所示。

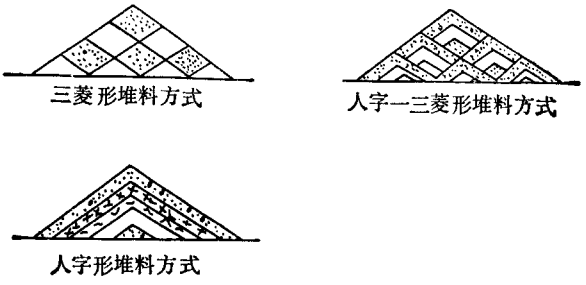

图 2－1－5　堆料方式

人字形堆料方式是比较简单的一种，用于细粒矿石或铁精矿效果较好，如用于块矿则粒度偏析较大。三菱形堆料方式可使粒度偏析问题得到一定程度的解决，但要求堆料设备除纵向行走外，悬臂还能回转及俯仰，设备结构和操作都比较复杂。人字—三菱形的堆料方式则介于上述两者之间。

2. 取料方式

取料方式有端面取料、侧面取料和底部取料等几种。

端面取料指的是取料机作业时沿着料堆纵向由一端开始直至另一端。取料时由于选用的取料设备不同，有的取料可在料堆的整个横截面进行，如用滚筒取料机。有的取料时只在横截面上局部横向推进，一个周期后再往纵向推进，如桥式斗轮取料机。端面取料在料场中比较普遍使用。

侧面取料是取料机沿着料堆纵向往复在料堆侧面取料，侧面取料的混匀效果不如端面取料的好，因此在配矿及混匀作业要求效果不高时可采用。

底部取料是在料堆底部皮带通廊内的皮带机上装设在轨道上移动的叶轮式取料机，沿着料堆纵向专设的矿仓孔往复运行，把料取出卸至皮带机上运走。

(三)料场及料堆有关参数

1. 料场设备能力的确定

主要确定堆料机和取料机的能力

A　矿石日使用量

$$Q_1 = Q/365\eta \tag{1-4}$$

式中　Q——矿石年需要量，t/a；

Q_1——矿石日使用量，t/d；

η——选矿厂或破碎间作业率。

B　设备小时平均能力

$$Q_2 = Q_1/24\eta_1 \tag{1-5}$$

式中　Q_2——设备小时平均能力，t/h；

η_1——设备作业率，堆料机和取料机的作业率一般取 0.85。

C　设备公称能力

$$Q_3 = 1.1 \times Q_2 \tag{1-6}$$

式中　Q_3——设备公称能力，t/h。

2. 料场贮存时间

料场的贮存时间，因为各个选矿厂和矿山的具体条件不同，如选矿厂与矿山的距离，矿石种类，运输条件等各种因素不同，所以料场的贮存时间也各有差异，需按具体条件进行考虑。

3. 料堆截面形状

料堆截面形状可以堆成人字形或梯形，在确定料堆截面时应与堆高、堆宽和物料安息角等因素一起考虑。采用桥式取料机的料场，其料堆截面可考虑下列几种形状，如图 2－1－6 所示。

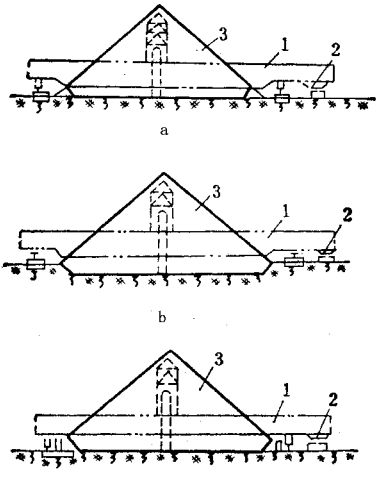

图 2－1－6　料堆截面形状

1—桥式取料机；2—出料皮带机；3—料堆

(1)料堆截面的底边与料场地面在同一水平上。优点是施工工作量较少，但料堆截

面积小。见图 2－1－6a。

(2)料堆截面的底边低于料场地面,优点是可以增加贮量,但工程量增加。见图 2－1－6b。

(3)在料堆两侧加挡墙,挡墙的高度与取料设备有关。这种形式可以增加贮量。见图 2－1－6c。

4. 料堆高度的确定

料堆高度与料堆宽度、所选用的堆料机臂长、俯仰角度、矿石的安息角等有关。另外,也受到地耐力的影响,当遇到地耐力不够时,可对地面进行处理,或分期堆成所需高度。例如宝钢原料堆场建于长江下游,地面下 60 米以内为粘土或亚粘土的淤泥层,含水高,自然地耐力仅 8～10 吨/米^2,故除煤堆场外,均采用砂桩处理。为了减少初期的冲击负荷,采取逐步增加料堆高度的办法,如煤场初期的料堆高度为 12 米,使用一段时间,待两个月后才堆到设计高度 16.8 米。矿石堆场堆高初期为 6 米,半年后堆高增至 9 米,一年后才允许堆至设计高度 13 米或 12.4 米。

5. 料堆长度计算

料堆长度根据矿石贮存时间及贮量等条件进行计算。

计算方法如下:

矿石的必要贮存量(湿重) Q_4:

$$Q_4 = \frac{Q_1 \times T}{(1 - W)/100} \tag{1-7}$$

式中　Q_4——矿石贮量(湿重),t;

Q_1——矿石的平均用量(干重),t/d;

T——贮存天数,d;

W——矿石的平均含水量,%。

矿石的贮存体积

$$V = Q_4/\gamma \tag{1-8}$$

式中　V——矿石的贮存体积,m^3;

γ——矿石松散密度,t/m^3。

假定有 N 个料堆,则一个料堆的体积为:

$$V_1 = V/N\psi \tag{1-9}$$

式中　V_1——一个料堆的体积,m^3;

N——料堆数;

ψ——堆料时的操作系数,一般为 0.75～1。

一个料堆长度

$$L_1 = \frac{V - V_R}{S_1} + 2R \tag{1-10}$$

式中　L_1——一个料堆的长度，m；

V_R——端部料堆的体积，m^3；

S_1——料堆截面积，m^2；

R——端部料堆半径，$R = \frac{B}{2}$，m。

矿石料堆总长度

$$L_n = \sum L_1 \tag{1-11}$$

式中　L_n——N 个料堆总长度，m。

对于三角形截面的料堆，其一个料堆长度计算可按下式进行

$$L_1 = \frac{2Q_4}{N\psi\gamma HB} + 2R \tag{1-12}$$

式中　Ψ——堆料时的操作系数，与料堆形式有关，对配矿及混匀料堆可取 $\Psi = 1.0$；

B——料堆宽度，m；

$$B = \frac{2H}{\mathrm{tg}\alpha} \tag{1-13}$$

α——矿石安息角，(°)；

H——料堆高度，m；

其余符号同前。

6. 人字形料堆有关参数计算

人字形料堆有关参数计算如下：

(1)料堆贮量(不包括端部料)

$$Q_5 = \frac{BHL_1\gamma}{2}, \mathrm{t} \tag{1-14}$$

(2)料堆的层数

$$n = \frac{Q_5}{qL_1} \tag{1-15}$$

以 Q_5 代入(1-15)式中

故

$$n = \frac{BH\gamma}{2q}, \text{层}　\text{其中 } H = \frac{1}{2}B\mathrm{tg}\alpha, \mathrm{m}$$

$$n = \frac{B^2\mathrm{tg}\alpha\gamma}{4q}, \text{层}　\text{其中 } q = \frac{Q_6}{3600v}$$

(3)各层的物料在垂直方向上的厚度

$$\delta_{hn} = h_n - h_{n-1} \tag{1-16}$$

$$= \frac{tg\alpha}{2}(B_n - B_{n-1})$$

因 $B_n = \sqrt{\frac{4nq}{\gamma tg\alpha}}$

故 $\delta_{hn} = \sqrt{\frac{tg\alpha q}{\gamma}}(\sqrt{n} - \sqrt{n-1})$

(4)端部料计算

$$Q_R = \frac{\pi R^2 H}{3}\gamma, t \tag{1-17}$$

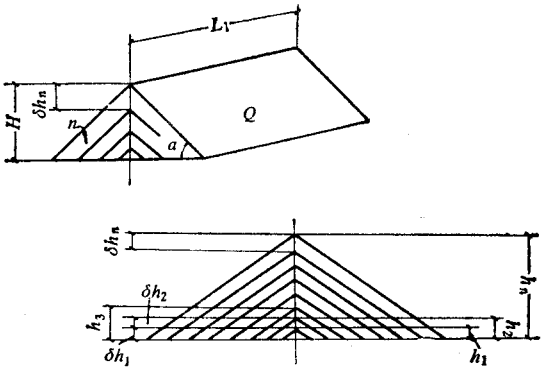

图 2-1-7　人字形料堆的基本参数

(5)各层料层顶点距地面高度

$$h_n = \sqrt{\frac{qn\,tg\alpha}{\gamma}}, m \tag{1-18}$$

式中　Q_5——**料堆贮量(不包括端部料)**，t；

Q_6——**进料皮带机运输量**，t/h；

Q_R——**端部料量**，t；

q——**每层单位长度内堆料量**，t/层·m；

L_1——**料堆长度(不包括端部料)**，m；

B——**料堆宽度**，m；

H——**料堆高度**，m；

γ——**矿石松散密度**，t/m^3；

v——**堆料机行走速度**，m/s；

n——料堆层数；

h_n——料堆第 n 层料层顶点至地面高度，m；

δ_{hn}——各料层在垂直方向的厚度，m；

α——矿石安息角，(°)；

R——端部料半径，$R=\frac{B}{2}$，m。

上述计算中先假定了一些条件，如堆料机在料堆长度内，其顺向或反向均以恒定速度运行。堆料机在堆料过程中以单位时间恒定堆料量进行堆料。

(四)堆料和取料设备

1. 对堆料机的要求及选用

(1)对堆料机的要求

对堆料机的要求如下：

①堆料机的类型要满足堆料方式的要求。

②当来料达到堆料机悬臂皮带机的头部时，堆料机能立即运行，当不来料时，走行停止。

③扬尘少，机上设有除尘及洒水装置。

④设有各种控制装置，可以配合电子计算机实行自动化操作。

⑤堆料机悬臂皮带机头部设有料堆高度探测器，能按一定节距随料堆高度俯仰。

⑥堆料机行走速度，其顺行或逆行均能保持相同的平铺料层厚度，其关系式如下：

$$q_1=\frac{Q_6}{60\times v_1}-\frac{Q_6}{60\times v}$$

$$q_2=\frac{Q_6}{60\times v_2}+\frac{Q_6}{60\times v}$$

因 $q_1=q_2$，整理得

$$\frac{v}{v_1}-\frac{v}{v_2}=2 \tag{1-19}$$

式中 q_1——堆料机顺向行走时堆料量，t/m·层；

q_2——堆料机逆向行走时堆料量，t/m·层；

Q_6——进料主皮带机运输量，t/h；

v_1——堆料机顺向行走速度，m/min；

v_2——堆料机逆向行走速度，m/min；

v——进料主皮带机速度，m/min。

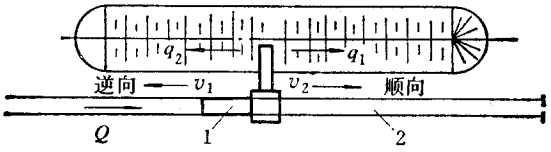

图 2－1－8　堆料机的速度示意图

1—堆料机；2—进料主皮带机

宝钢原料车间混匀堆料机设计中，v = 120 米/分，v_1 = 20 米/分，v = 30 米/分，这样使顺向和逆向的单位布料量理论值相等。

⑦堆料机在堆人字形料堆时，要使料堆的顶尖在一条垂线上。

⑧料堆两端的端部料成分波动较大，生产中往往将此部分料取出后再返回堆料，为了减少端部料成分波动，采用如下不同的布料方法：

a. 固定起点和终点的布料方法。这种方法较为简单，但端部料较多；

b. 变化起点和终点的布料方法。这种布料方法对堆料机的运行比较复杂，但优点是避免了端部料的偏析和成分的波动；

c. 变化起点和固定终点的布料方法。这种布料方法可以减少端部料的不均匀性，并使操作尽可能简化，但仍有一个质量不均的端部料。

(2)堆料机的选用

堆料机的选用如下：

①固定式悬臂皮带堆料机有单翼悬臂堆料机和双翼悬臂堆料机两种，如图 2－1－9 和图 2－1－10 所示。使用时可根据料场布置方式选用，若采用两跨制的料场可选用双翼悬臂堆料机，它可向堆料机台车两侧堆料。如果采用单跨制布置的料场，则可选用单翼悬臂堆料机。

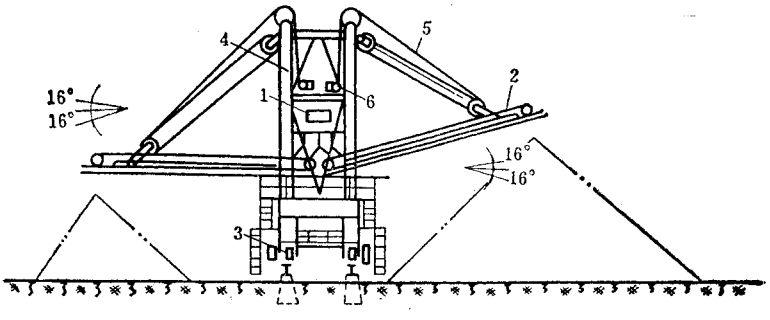

图 2－1－9　双翼悬臂皮带堆料机

1—主皮带机；2—堆料皮带机；3—台车；

4—门柱及支架；5—升降用钢绳；6—卷扬机构

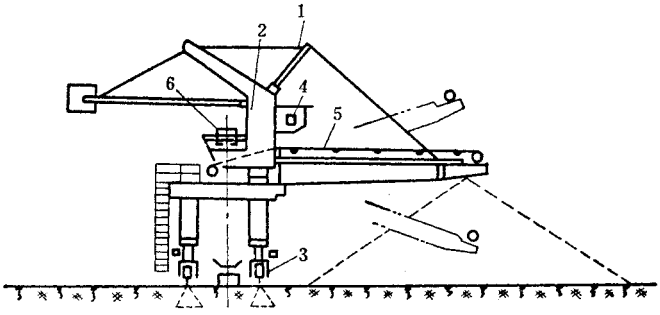

图 2－1－10　单翼悬臂皮带堆料机

1—拉杆系统；2—支架；3—台车；4—司机室；

5—堆料皮带机；6—来料主皮带机

堆料机的悬臂除固定与台车轨道成 90°角不能旋转外，有固定不能俯仰的，也有可以俯仰的。一般多选用可以俯仰的堆料机，以便卸料时矿石落差控制到最小。

固定式悬臂堆料机只适于人字形或圆锥形料堆使用，为了保持料堆顶尖在纵向成直线，在能俯仰的堆料机卸料皮带机端部需设挡板或布料漏斗，以控制料流落点位置。

②回转式悬臂皮带堆料机，如图 2－1－11 所示。它具有回转装置，可以在 ± 90°至 120°角的范围内回转，所以它在堆料时比较灵活，另外它的悬臂可以俯仰，控制了卸矿落差，减少粉尘产生，这种堆料机可用于一侧堆料，也可以用于两侧堆料，适用于各种不同布料方式，如人字形布料，梯形布料和菱形布料。

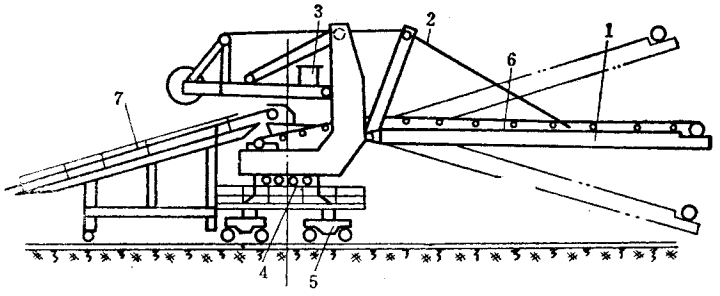

图 2－1－11　高型回转悬臂皮带堆料机

1—悬臂架；2—拉杆及支架；3—司机室；4—回转机构；

5—行走台车；6—堆料皮带机；7—主皮带机

由于回转式悬臂皮带堆料机的配重位置不同，有高型和低型两种，分别如图 2－1－11 和图 2－1－12 所示。使用时可根据料场不同要求选用，对于露天布置的料场可以选用高型和低型配重结构。而对料场设在室内的则需选用低型配重结构，这样可以减少厂

房空间。

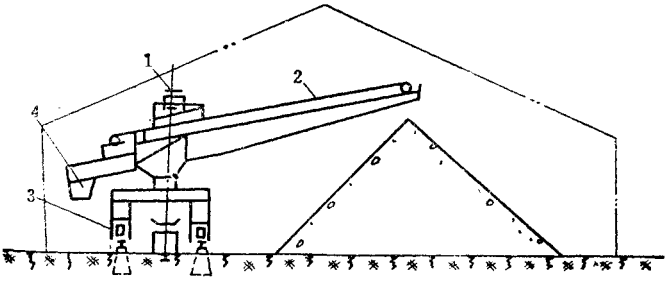

图 2－1－12　低型回转悬臂皮带堆料机

1—主皮带机 2—堆料皮带机 3—台车 4—配重

国内已生产和使用的各种规格悬臂皮带堆料机，其最大回转半径可达 43 米。目前国内制造的悬臂皮带堆料机主要技术参数见表 2－1－3。

表 2－1－3　堆料机主要技术参数

参数名称		悬臂式 DB30037	悬臂式 DB1900 33	悬臂式 DB3600 43	悬臂式 DB3600 42	固定臂双翼 SBD500 15	悬臂式 DB800 20
用　户		秦皇岛港			秦皇岛港	山西阳泉煤矿	汕头港
使用物料品种		原　煤	松散密度 2.2t/m³	松散密度 1.6t/m³	原　煤	原　煤	原　煤
生产能力，t/h		3000	1900	3600	3600	500	800
堆料高度，m		16	13	12.44	15	10	10
回转半径，m		37	33	43.6	42	—	20
轨距，m		6×6	8×8	8×8	8×8	4×5	5
行走速度	高速 m/min	30	顺带速 30	30	30	—	30
	低速 m/min	7	逆带速 20	15	15	7	7
卸料皮带机	带宽，m	1.6	1.2	1.6	1.8	0.8	1
	速度 m/s	3.68	2.5	3	4	2	2.5
回转角度	左(°)	100	90	135	135	—	110
	右(°)	100	90	135	135	—	110
卸料臂长度，m		37	33	43.6	42	15	20
轮压，t		21	20	20	13	13	15

参数名称		悬臂式 DB30037	悬臂式 DB1900 33	悬臂式 DB3600 43	悬臂式 DB3600 42	固定臂双翼 SBD500 15	悬臂式 DB800 20
风压 Pa(kg/m²)	工作,Pa	245.16(25)	245.16(25)	245.16(25)	245.16(25)	245.16(25)	245.16(25)
	非工作 Pa	784.5(80)	784.5(80)	784.5(80)	784.5(80)	784.5(80)	1176.8(120)
设备总重,t		318	250	415	430	43	90
总装机功率,kW		380	180	330	330	94	100

2. 对取料机的要求及选用

取料机是配矿及混匀料场的主要设备,它的型式结构可以影响配矿及混匀效果。目前普遍采用的取料机有桥式单斗轮、桥式双斗轮及桥式滚筒等三种。

(1)对取料机的要求

对取料机要求如下:

①取料机取料时,能垂直于料层并同时切取每一层料,每次切取的厚度相等,以保证均匀性。

②取料机的取料量能按规定值在一定范围内进行定量取料并能保持稳定。

③在取料过程中能保持料堆截面的平整,不引起塌料现象。

④具有松料耙能将料堆表面耙松,并使下落矿石量稳定。

⑤可以用电子计算机进行控制,实现自动化操作。

⑥对环境污染小,扬尘少。

(2)取料机的选用

①桥式斗轮取料机

桥式斗轮取料机有单斗轮和双斗轮两种,根据生产要求选用。一般对取料量较小或中等以下的,可选用单斗轮取料机。若取料量较大,混匀效果要求较高时,通常选用双斗轮取料机。双斗轮取料机如图 2-1-13 所示。斗轮取料机不能从料堆的整个截面上取料,因此出现成分波动问题,单斗轮更甚。为了使双斗轮取料机克服取料截面成分不均匀的现象,因此将两个斗轮的间距定为料堆底边宽度的一半,当一个斗轮位于料堆中间时,另一个斗轮则在料堆的边上。

为了取料均匀衡定,单斗轮取料机的小车行走速度是可变的,当走向料堆中心时逐渐减速,走向料堆边时则逐渐加速。双斗轮取料机一般不需调速,但当取料能力很大,同时跨度也很大时,则两个斗轮需要分别向中间慢、向两边快进行变速。

双斗轮取料机有普通桥式和旋回桥式两种,普通桥式斗轮取料机用于两跨制的料堆

时，要过跨时需要采取过跨小车的措施，而旋回桥式斗轮取料机则可以旋转过跨。

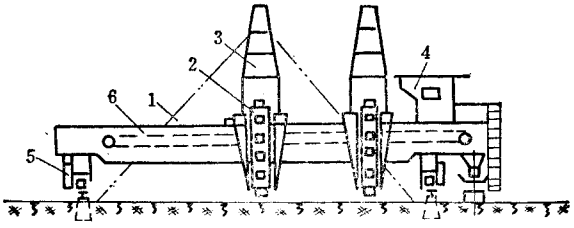

图 2－1－13　桥式双斗轮取料机

1—桥架；2—斗轮机构；3—料耙；

4—司机室；5—台车；6—出料皮带机

斗轮取料机的铲斗，其铲口方向有固定式和可逆式。如果对料堆取料是固定一个方向的，则可选用铲斗方向固定的。如果用于一跨两堆制或两跨四堆制的两个料堆之间，则需要双向取料，就要选用铲斗方向是可逆式的。

不论单斗轮或双斗轮取料机，都必须有松料装置，即松料耙。如果双向取料的，则在小车两侧装设松料耙，松料耙不仅将料堆截面的表面矿石耙松，并使矿石定量往下滚落到料堆底部，使矿石更好地进行混匀。松料耙可以防止料堆上方下塌，使斗轮工作条件不受影响。

根据不同规模及不同使用条件，选用不同规格的取料机。

目前国内生产的斗轮取料机的取料能力为 100 至 1500 吨/时，其跨度在 20～40 米。

斗轮取料机的主要技术参数见表 2－1－4。

表 2－1－4　混匀取料机技术参数

参数名称		桥式滚筒取料机 GHQ1500	桥式滚筒取料机 GHQ300	桥式双斗轮取料机 SHQ1500	桥式斗轮取料机 7116A	桥式斗轮取料机 QQ10028
生产能力，t/h		1500	300	1500	100	100
取料高度，m		13	5	13	6.8	6.8
行走速度 m/min	高速			30	12.2	12.2
	低速	0.05	0.0268	7	1.8	1.8
排料胶带机	宽度，m	1.2	0.8	1	0.5	0.5
	带速，m/s	2	2	2.5	1.6	1.6
滚　筒	直径，m	5.6	2.6			
	转速，r/min	3	3			

参数名称		桥式滚筒取料机 GHQ1500	桥式滚筒取料机 GHQ300	桥式双斗轮取料机 SHQ1500	桥式斗轮取料机 7116A	桥式斗轮取料机 QQ10028
斗轮	直径,m			5.3	3	3.2
	数量,个			2	1	1
跨度,m		40	10	40	20	28
轮压,t		20	10	25	12	12
风压,Pa (kg/m^2)	工作	245.16(25)	245.16(25)	245.16(25)	245.16(25)	245.16(25)
	非工作	784.5(80)	784.5(80)	784.5(80)	784.5(80)	784.5(80)
设备总重,t		410	42	280	44	48
总装机功率,kW		344	80	250	32	32

②桥式滚筒取料机

桥式滚筒取料机,如图 2－1－14 所示。它是用一个回转的滚筒代替斗轮,滚筒的长度几乎与料堆底部宽度相等。在滚筒筒体周围的适当位置上安设一定数量的铲斗,其数量安排是根据料堆横截面中间料多,两边料少的原则,因此滚筒上的铲斗相应的中间多而两边少。当滚筒回转时,矿石被铲斗铲入斗内卸至横贯整个滚筒中心的皮带机上,将矿石运出。这种取料机的松料耙比斗轮取料机的大,它是一个整体的或两半的大三角形耙架,几乎可以全部覆盖料堆的取料斜面。这样就将取料斜面上的矿石同时耙落一定量到料堆底部,由回转滚筒上的铲斗铲起运走。

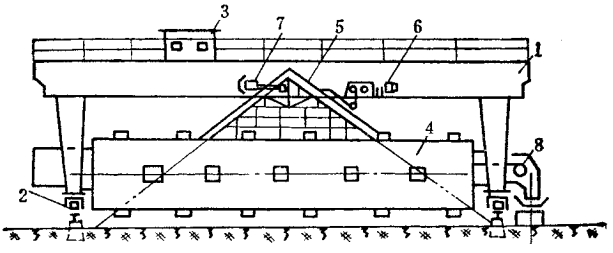

图 2－1－14　桥式滚筒取料机

1—门架;2—台车;3—司机室;4—滚筒;5—耙架;
6—料耙往复机构;7—料耙俯仰机构;8—出料皮带机

滚筒取料机取出的矿石成分接近于稳定不变,它比斗轮取料机取出的料要均匀得多。因为滚筒取料机的出料成分变化周期是滚筒旋转一周的时间,周期短,相应地物料批量显著减少。而单斗轮取料机出料成分变化周期为斗轮横贯整个料堆往返一次的时

间,相应这一批物料量也很大。双斗轮取料机的出料成分变化周期比单斗轮减少了一半时间,因而其取出料的均匀性高于单斗轮取料机。

桥式滚筒取料机使用于较大规模的配矿及混匀料场,在国外使用的多数在每小时1000吨以上,最大可达每小时6000吨。在国内哈尔滨重型机器厂已设计和制造这种取料机,生产能力可根据用户要求选定。

取料机的主要技术参数见表2－1－4。

第二节　洗矿工艺与设备

一、概述

除去矿石中粘土质物料的过程叫洗矿。这个过程实际上包括着碎散和分离两个步骤。整个过程是在水流作用和相应的机械中进行的。碎散就是借水的浸泡、冲击和搅拌使粘土质物料碎解和分散;分离就是借水流的作用将悬浮于水中的粘土质细粒和矿泥与粗粒物料分开。对有些物料,碎散和分离两个步骤是分别进行的;但是,对于大多数物料,碎散和分离几乎是同时进行的。只要包含着这两个步骤并得出粗粒和细粒或矿泥产品的作业和流程,均可统称谓洗矿。

粘土质物料来源于矿床中的粘土类矿物或被粘土所胶结成团的、风化成细粒的矿石;某些亚粘土类矿物的风化或蚀变产物以及在开采过程中被粉碎了的造泥矿物。这三种情况都可能产生"泥"筒混入矿石中,构成含泥物料(或矿石)。

洗矿被广泛地用于黑色金属(铁、锰)矿石、有色金属(铜、铝、锌、钨、锡、铝)矿石、非金属(金刚石、高岭土、石英砂、硅藻土等)矿石、稀有和贵金属砂矿、建筑材料(碎石、砾石和砂)以及其他一些物料(如能源矿物和化学原料矿物)的处理。

到目前为止,关于"泥",仍没有一个完全统一而明确的概念和严格的粒度界限。在一些文献和资料上以及在实际生产中,都是根据各个不同的具体工艺条件和物料的特性而确定"泥"的粒度界限。譬如,在国内有色金属选矿厂,把影响碎矿作业的"泥"的粒度界限,确定为－0.3毫米。但是,在有些选矿厂仍然习惯地以200网目(0.075毫米)作为"泥"的界限。

由于"泥"没有确定的概念,因而,含泥物料的可洗性能也无法有完整意义的表述。最初,是根据被洗物料本身的物理机械性质来间接地评定其可洗的难易程度。但是,这

不能准确地反映洗矿过程的实际,而且,明显地忽视了洗矿设备的机械作用。近年来,基于洗矿动力学的研究,提出用洗矿过程的参数(单位矿石的洗矿能耗及必须的洗矿时间)和洗矿强度来评定被洗物料的可洗性能,并由此引出了可洗性系数的概念。这样,就比较准确地反映了洗矿过程的实际。

影响洗矿效率的因素,除了被洗物料本身的物理机械性质和洗矿设备的机械作用外,尚有水流的速度、压力、水量、水温和可能添加的药剂(水玻璃、硫酸、苏打、石灰等)以及洗矿前物料的准备方法(事先浸泡或预先干燥)等。

对一些粘结较强的砂矿,往往要用一定流速的高压水冲击和输送,方能使结团的块状物料得到碎散和分离。

对于难洗物料的用水量显然要比易洗矿石的用水量大。洗矿效率随水温的升高而提高。譬如,从 10℃加热到 40℃的水,对粘土的碎散速度提高将近二倍。

事先将被洗物料浸泡或干燥,可以起到改变被洗物料所固有的物理机械性质或是破坏被洗物料内的牢固的粘结力的作用,从而达到改善洗矿的指标,缩短洗矿时间。

各种类型的洗矿设备都是以其独特的结构和工作参数来完成洗矿任务的。从洗矿过程应用的历史来看,最初只是单纯地用水在普通的筛子上冲洗,逐步演变到使用专门的洗矿机械。随着被处理物料的复杂、难洗,又出现了将碎散和分离作业合在一起的洗矿装置和洗矿机组。在现代选矿领域中,随着选矿应用范围的不断扩大和被处理物料难洗程度的加深以及工艺要求的严格,要良好地完成洗矿的任务,也非单个的洗矿机械所能胜任,往往要多种洗矿机和筛分(或分级)机配合使用,这样,就组成了洗矿流程。

洗矿一般在选矿厂是用作准备作业,设置于拣选(包括手选和光电选)、破碎、重选(包括重介质选矿)、磁选和浮选作业之前。洗矿的目的在于消除矿泥对这些作业的影响和危害,以改善这些作业的工艺条件,提高作业效率和获得良好的选别指标。例如,在我国南方的黑钨矿选矿厂的手选作业前,普遍采用了在振动筛上加冲洗水的洗矿作业来清除矿石表面的矿泥。从而提高了手选作业的丢废率,并且为进一步降低手选粒级的下限创造了条件。在我国长江中下游及华南地区的大多数选矿厂的碎矿工段中,也普遍地采用洗矿作业来消除矿泥的危害,防止破碎腔、漏斗和矿仓的堵塞,以保证碎矿流程的畅通、实现破碎筛分作业的正常生产。对矿石中含有可溶性的重有色金属氧化矿物,碎矿工段中的洗矿作业,不仅是为了改善碎矿作业的条件,而且是为了有效地回收这些可溶性矿物中的重金属离子,同时,也可提高浮选作业的指标。当然,对规模很大的选矿厂要处理湿而粘的物料,洗矿是极复杂又困难的作业,就应当考虑采用自磨工艺了。

洗矿也可以是一种直接产出成品精矿的独立选矿过程。例如我国的残积型铁、锰矿石和褐铁矿的处理,大多采用了多段洗矿作业,直接产出最终精矿或粗精矿送下段选别

处理。天然硅砂，工业用陶土和高岭土以及某些磷灰石矿，通常只需要洗矿、加上筛分（或分级）就可以获得合格产品。又如供冶炼用的辅助材料石灰石，在矿床中由于岩溶裂隙较发育，地表粘土和风化产物混入矿石中，通常也都是用洗矿的方法除去杂质以获得优质石灰石。在金刚石砂矿中，金刚石颗粒呈松散或胶结状存在，一般不需要进行破碎和磨矿，只需要将原矿进行洗矿，筛分和脱泥，即可将大块砾石和细泥尾矿分出，获得粗精矿（或称净砂），进一步用重选法即可产出最终精矿。

在化学原料矿石中，磷矿通常都需要洗矿。在我国，80％以上的磷矿属硅钙型的胶磷矿。煅烧后，就变得松酥易碎，但大量的钙、镁氧化物仍包裹在矿物集合体中，妨碍了水化反应。简单的脱泥不见效果。为有效地脱除钙、镁脉石，在消化的同时要进行擦洗。这样，既强化了脱泥效果、又促使了水化反应的顺利进行。在加拿大，几乎所有的钾盐矿选厂都有脱泥回路，以除去极细的不溶物。这种不溶物是一种白云石、赤铁矿和少量粘土以及硬石膏的混合物。在卤水中一经潮湿就解离成很细的分散物。这种矿泥要经多段高强度擦洗才得以完全碎散，随之经多段脱泥回路才能逐步分离出去。

洗矿过程所产出的细泥和粗粒矿块（除直接成品外），都需要作进一步的处理，特别是细泥。在某些金属矿石中，洗矿细泥往往含有较高的金属品位，应考虑用适当的选别方法加以回收。对某些非金属矿石，粗粒的可能作为废渣丢弃，细泥则需经分级、浓缩（或沉淀）、烘干等处理。洗矿过程用水量都很大，因而将排出大量的污水。在考虑采用洗矿作业时，必须同时考虑污水的处理，否则将会对环境带来恶劣的影响。

二、矿石的可洗性

在选择洗矿设备和制定洗矿流程时，首先就得了解含泥物料（矿石）的可洗性能。含泥物料（矿石）的可洗性可以用含泥物料本身的某些物理机械性能，洗矿过程的参数和可洗性系数来划分。

（一）含泥物料的塑性、膨胀性和松散系数

1. 塑性

粘土物料因吸水量不一而具不同的湿度（或含水率）。塑限和屈服点是粘土物料湿度的特征常数。塑限系指粘土物料从固体状态变成塑性状态时的湿度。屈服点指的是塑性状态变为流态时的湿度。可用塑性指数和塑性强度来表征粘土物料的塑性。

塑性指数可按下列公式计算：

$$K_s = B_s - B_H \tag{1-20}$$

式中　K_s——塑性指数，％；

B_s——粘土开始流动时的含水率，％；

B_H——粘土被压碎时(固态)的含水率,%。

塑性指数越大,物料越难洗。反之亦然。

塑性强度　对处于塑性状态下的粘土类物料可用一个特定的圆锥测塑仪来测定。以帕斯卡(或千帕)单位表示。按下述公式计算:

$$\tau = \frac{G\cos^2\frac{\alpha}{2}}{\pi h^2 \operatorname{tg}\frac{\alpha}{2}} \tag{1-21}$$

式中　τ——塑性强度,Pa(kPa);

G——圆锥体重量,N;

h——圆锥体陷入粘土的深度,cm;

α——锥体的锥角,(°)。

	易洗的	中等可洗的	难洗的
塑性指数,%	< 5	5 ~ 15	> 15
塑性强度,千帕	< 15	15 ~ 35	35 ~ 80

2. 膨胀性

从洗矿的观点看,粘土类物料吸水及粘合物质之间的键受到破坏而产生碎散的过程,正是粘土类物料膨胀的过程。应以粘土类物料的膨胀速度来划分可洗性。

测定粘土的膨胀性有下述两种方法:

第一种方法叫浸泡法。用图 2-1-15 所示的仪器测定。

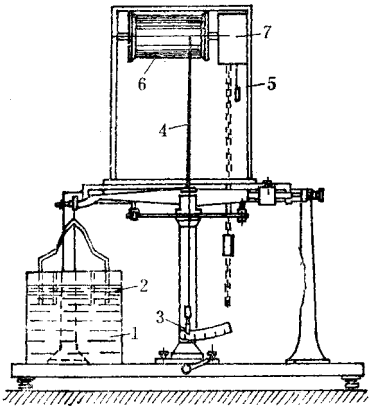

图 2-1-15　测定粘土膨胀性的仪器

1—玻璃缸;2—薄片;3—指针;4—竖杆;

5—滚筒;6—钟表机构;7—转动链轮

取每边长 5 厘米的小立方体粘土试样,放在筛孔尺寸为 1×1 厘米的筛网上,置于盛

有水的容器里浸泡。试料经水泡胀而碎散并穿过筛网，直至试样完全消失。以这段时间来确定粘土物料的膨胀速度。根据粘土物料的膨胀时间来划分物料的可洗性：

可洗性程度	膨胀时间(小时)
易洗的	5
中等可洗的	5～8
难洗的	＞8

第二种方法称压痕法。用图 2－1－16 所示的平衡圆锥仪来测定。

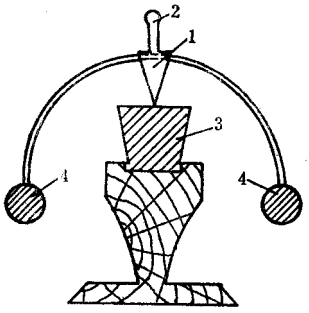

图 2－1－16　测定粘土膨胀性的平衡圆锥仪

1—圆锥；2—手柄；

3—粘土样；4—平衡球

平衡锥重 76 克，锥角 30°，用下式计算压痕深度：

$$h = \frac{d}{2}\sqrt{3} \tag{1-22}$$

式中　h——压痕深度，mm；

d——压痕宽度，mm。

可洗性程度	圆锥压痕深度，毫米
易　洗　的	8～10
中等可洗的	6～8
难　洗　的	3～6

3．松散系数

对于某些砂矿床，可以用含砂砾层的松散程度来评定物料的可洗性。松散系数可按下式计算：

$$K_N = \frac{V_2}{V_1} \tag{1-23}$$

式中　V_1——钻坑取样时，用钻坑断面和采取厚度计算所得的样品的几何体积，m^3；

V_2——样品采出后，用容器测得的松散体积，m^3。

在通常的地质报告中，都会记载这个数值。在金刚石砂矿中，松散系数小于 1.2 的属易洗的，松散系数介于 1.2～1.3 属中等可洗，松散系数大于 1.3 的就难洗了。

(二)洗矿过程的参数——洗矿时间和单位电耗

完全清除含泥杂质所必须的洗矿时间和洗矿时所消耗的电耗，是洗矿过程的主要参数。它们只能通过洗矿试验来取得。在试验室可以通过像可磨度试验那样以求得相对的可洗性系数(K_1)：

$$K_1 = \frac{t_E}{t} \tag{1-24}$$

式中　t_E——已知标准物料所必须的洗矿时间，min；

t——在同样设备中，被测定物所必须的洗矿时间，min。

根据相对可洗性系数 K_1，可以计算出被测定物料所需的单位电耗(q)：

$$q = \frac{q_E}{K_1} \tag{1-25}$$

式中　q_E——已知标准物料洗矿时的单位电耗，kW·h/t。

无论是被测定物料或是已知的标准物料的相对可洗性系数、洗矿时间和单位电耗均可在给入固定水量的标准洗矿筒中进行测定。测定时只需记录洗矿筒运转的有效功率和洗矿时间，同时，可按一定的粒度进行洗矿效率的计算。洗矿时间越长，洗矿的单位电耗越大，含泥物料就越难洗。

按洗矿过程参数划分的可洗性

	易洗的	中等可洗的	难洗的
洗矿时间，分	<1	1～2	2～6
单位电耗，千瓦时/吨	<0.25	0.25～0.75	0.75～2

(三)可洗性系数

洗矿动力学研究表明，洗矿过程的参数(洗矿时间和单位电耗)与洗矿强度是一致的。以含泥杂质(可以一定的粒度为界)在溢流中的最大回收率 ε_0 表示洗矿强度，此时所须的时间 t_0 称为代表性的洗矿时间，以可洗性系数 K 作为含泥物料的可洗性特征，它们的关系如下：

$$K = 0.5 t_0 \varepsilon_0 + 6(t_0 \varepsilon_0)^2 \tag{1-26}$$

式中　ε_0——一定粒度在洗矿溢流中的最大回收率，小数；

t_0——在溢流中获得最大回收率的洗矿时间，s。

按洗矿动力学划分的可洗性

	易洗的	中等可洗的	难洗的
代表性的洗矿时间 t_0，秒	<50	$50\sim150$	$150\sim300$
可洗性系数 K，	>1	$1\sim0.5$	<0.5

以测定物料的物理机械性质来评定含泥物料的可洗性虽然是间接的和不够准确的，但是，可以作为对物料可洗性能的初步认识。

用洗矿过程的参数和从洗矿动力学所表征的可洗性系数能客观而准确地评定含泥物料的可洗性能，但是，必须要进行一定规模的洗矿试验。

三、洗矿设备

(一)洗矿设备的分类

按碎散含泥物料的方法，洗矿设备可分为两类：其一是借高压水流的动力作用来碎散含泥物料，如洗矿溜槽，水力洗矿床和各式平面筛等；或者是在低压水流中，借矿块彼此间和矿块与机械表面的摩擦来碎散含泥物料的，如圆筒洗矿机，擦洗机等。其二是完全靠设备的机械作用来完成的，如槽式洗矿机，机械分级机和“打击式”洗矿机。

按排出矿泥的方式，洗矿设备也可分为两类：其一是粉矿和矿泥通过筛孔排出；其二是以溢流的形式排出矿泥。在前一类洗矿机中，粒度大小由筛孔控制，筛上物料则为洗矿产品或进入下段处理；粉矿和矿泥混合以矿浆状作为筛下物料，废弃或进一步处理。在后一类洗矿设备中，粒度的大小由洗矿给水量和洗矿设备的堰板高度来控制。洗过的矿石以块状或粒状沉积在洗矿设备中，借转动机构排出作为洗矿产品，其含水量在大多数情况下都是比较高的。溢流废弃或进入选别作业处理。

在我国目前应用较普遍的洗矿设备是这样的：在处理砂矿和采金船中，常用洗矿溜槽和圆筒洗矿机。在处理残坡积砂锡和锰矿时，结合水力开采，常采用水力洗矿床——即用高压水枪和多种筛子组成的一种组合式洗矿装置。在有色金属矿石的洗矿作业中，常用双层振动筛(或连续设置的两台单层振动筛)加螺旋分级机作为洗矿设备。在金刚石矿的洗矿中，常采用圆筒洗矿机，槽式洗矿机和带头筛的擦洗机。在南方的一些黑色金属选矿厂中，常用振动筛，圆筒洗矿机和槽式洗矿机。在磷灰石矿的洗矿中，也都是采用各种振动筛和槽式洗矿机。洗矿用的各种振动筛都是定型的筛分机加高压水冲洗而已。圆筒洗矿机大都是各生产矿山根据实际需要自行设计和制造的。槽式洗矿机和擦洗机大都沿用苏联的标准，且规格单一。我国的洗矿设备尚处在待开发的阶段。

在苏联的某些铁、锰矿石的洗矿中，还采用了“打击式”洗矿机和塔式洗矿机两种

洗矿设备。这两种洗矿机的特点是工作很平稳，矿石能得到充分的洗涤，而磨剥又很小。

在日本，生产了一种类似于浮选机的摩擦洗矿机，主要用于处理已碎散了的硅酸盐物料，以清除含泥杂质对硅酸盐选别的影响。

（二）洗矿溜槽

洗矿溜槽适用于易洗和中等可洗的矿石。在我国多用于一些砂矿和砂金矿石的洗矿，在实际生产中，常与圆筒洗矿机或振动洗矿筛联合使用。

结构上与普通溜槽的不同是在整个溜槽长度的底部安有格栅，并且在溜槽的端部设置了固定条筛。在溜槽头部（或整个溜槽上部）设有喷嘴。物料在喷嘴高速射出的水流中沿溜槽运动时，粗粒矿块的滑动和翻转，使得矿泥在射流中冲洗掉。在实际生产中，为了强化对粘土类杂质的碎散常常采用人工耙矿以及在溜槽的头部给矿漏斗内用水枪给入高压水。细砂和粘土经溜槽底的格栅与端部的固定条筛与粗粒物料分离。格栅孔隙和条筛筛孔尺寸由工艺条件决定，通常为 10 ~ 15 毫米。洗矿效率与溜槽的长度和角度有关，单位用水量取决于物料的可洗性，通常 1 米^3 物料耗水 10 ~ 30 米^3。

需要计算的只是水流的功率 A（千瓦），当耗水量为 Q（升/分）和压头 H（米）时，则

$$A = 0.0098QH, \text{kW} \tag{1-27}$$

（三）水力洗矿床

水力洗矿床（又称水枪—条筛）适用于难洗和中等可洗的矿石。在我国主要用于残坡积砂锡矿，锰矿和沉积型铁矿的洗矿，并与水采水运结合在一起。洗矿的最大粒度可达 300 毫米。

水力洗矿床主要由高压水枪和一些固定条筛所组成的洗矿装置。图 2 - 1 - 17 为水力洗矿床结构型式示意图。各部尺寸及其配置可根据具体的地形条件决定。

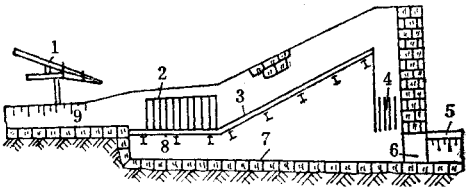

图 2 - 1 - 17　水力洗矿床示意图

1—小水枪；2—溢流筛；3—斜筛；4—废石筛；

5、9—运矿沟；6—筛下产物排出口；7—床底；8—平筛

每一组水力洗矿床通常要配备 2 ~ 3 台小水枪（包括备用在内），水枪压力不低于 7.8 ~ 9.8 × 10^5 帕。平筛和斜筛的宽度约 3 米左右，平筛长度为 2 ~ 3 米，斜筛长度 5 ~ 6 米。

平筛倾角 3°～3.5°，斜筛 20°～22°。废石筛倾角为 40°～45°，溢流筛与平筛垂直。各种筛子一般用 ϕ25～30 毫米圆钢制成，筛条间隙根据给矿中废石粒度的大小及下一步工艺要求而定，云南的砂锡矿一般为 25～30 毫米，最大为 50 毫米。在洗矿床内，矿浆起点落差及床底、坡度可根据地形高差条件确定，一般落差应保证在 0.5 米以上，床底坡度则要求大于运矿沟的坡度。

生产时，原矿石由水采水运送到洗矿床的平筛上，通常，给矿浓度以 20～30% 为宜。矿浆及小于筛隙尺寸的矿粒经平筛和溢流筛落入床底。大于筛隙尺寸的矿块和泥团堆存于平筛上，借高压水枪进行喷射冲洗。泥团在强力的水柱冲击与沿斜筛筛面向上运动相互碰撞、摩擦作用下碎散。在水压 9.8×10^5 帕以上时，对 200～300 毫米的粘性大的泥团也能有效地碎散。碎散后的细粒矿石和泥团通过斜筛也落入床底，与筛下矿浆一起从床底的尾端排出。留在筛面上被冲洗干净的大块废石则被水枪的高压水流提升至洗矿床尾端的废石筛上，再经排矿溜槽排至矿车（或皮带运输机上），远往废石场堆存。若废石中尚有少量矿石的话，可设置手选作业，将其选出进行破碎，然后送选别作业以回收有用矿物。

表 2－1－5 列出了云南某残坡积砂锡矿选矿厂使用的水力洗矿床的技术规格及操作条件。

表 2－1－5　水力洗矿床的技术规格及操作条件

水　枪		平　筛			斜　筛		
口径 mm	压力 $\times10^5$ Pa	长×宽 mm	筛隙 mm	安装倾角 (°)	长×宽 mm	筛隙 mm	安装倾角 (°)
30	9.8～11.76	3000×3000	30	3.5	6000×3000	30	21
溢　流　筛		**废　石　筛**			**操　作　条　件**		
长×宽 mm	筛隙 mm	长×宽 mm	筛隙 mm	安装倾角 (°)	处理能力 t/h	给矿浓度 %	最大给矿粒度 mm
2000×1000	30	3000×1000	30	45	300×400	20～30	200～300

（四）圆筒洗矿机

圆筒洗矿机（又称洗矿圆筒筛）实际上是一个加长的圆筒筛。（图 2－1－18）只不过在圆筒筛内安装有喷嘴的管子，水以（1.96～3.92）$\times10^6$ 帕的压力从喷嘴射出，冲洗沿圆筒筛运动着的含粘土的矿石（图 2－1－19）。

当作筛分用的圆筒筛只适宜处理含有少量粘土杂质的易洗的砂石物料。而圆筒洗矿机则具有较强烈的机械和水力作用，适宜处理粒度达 200～300 毫米的中等可洗和较难洗的矿石。在我国主要用于建筑业洗砂石物料，某些石英砂矿和采金船上洗选原矿以

及褐铁矿石和个别有色金属矿石的洗矿流程中。

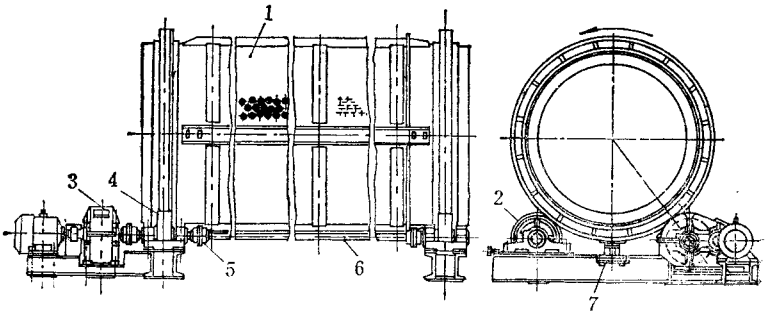

图 2－1－18　圆筒洗矿机

1—筒筛筒体；2—托轮；3—减速机；4—传动轮；

5—联轴节；6—传动轴；7—支承托架

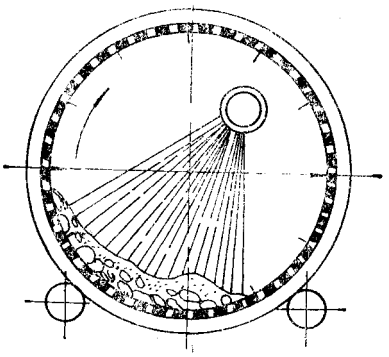

图 2－1－19　圆筒洗矿机的喷水装置

圆筒洗矿机的结构比较简单，在进料和排料端有二个无孔的筒体，支承在托辊上回转，中部就是筒筛。当处理的粒度不大时，有单层筒筛就够了，若块度很大时，可设置两层或两层以上的筒筛，其筛孔尺寸由内向外依次减小。圆筒洗矿机通常是倾斜安装的，以利物料的排出，倾角一般小于 8°。

圆筒洗矿机的转数约为临界转数的 30～40%。物料在圆筒筛中纵向运动的速度（v）由下式确定：

$$v = 0.105 rn \operatorname{tg} 2\alpha \tag{1-28}$$

式中　r——圆筒半径，m；

n——圆筒的转数，r/min；

α——圆筒的倾角，(°)。

传动机构由电动机，圆柱齿轮对和三角皮带所组成。

洗矿效果随矿石在圆筒筛中的停留时间、喷水的水压和用水量的增加而增高，而停留时间又随圆筒筛的长径比增大而增长，却随安装倾角和转数的减少而增加。为了强化设备的机械作用，在圆筒筛的内壁可安装松散矿石用的纵向耙筋（钢条或角钢）和环形堰。

为了避免筛孔的堵塞，洗矿圆筒筛最好做成圆锥形，并使直径大的一头朝排矿端。对于难洗的矿石，在圆筒筛内壁要安设链条和环形的耙齿。

圆筒洗矿机的生产能力和耗水量取决于矿石的可洗性。在运动学上，圆筒洗矿机的工作条件与筒筛相同。所以，可以根据每平方米筛面单位时间处理量和用水量等实际资料，自行设计和制造适用的圆筒洗矿机。表 2－1－6 列出的圆筒洗矿机的技术数据仅供参考。

表 2－1－6　圆筒洗矿机的技术数据

标准尺寸，mm		生产能力	耗水量	转　数	功　率	物料粒度
直　径	长　度	t/h	m^3/t	r/min	kW	
1200	3000	10～30	2～5	15～25	25	75
1500	3500	15～45	2～5	12～18	30	75
1800	4000	25～75	2～5	10～15	35	100
2000	6000	35～100	2～5	8～12	50	125(150)
2400	10000	75～250	2～5	6～8	75	200(300)

（五）擦洗机和带头筛的擦洗机

擦洗机和带头筛的擦洗机适用于粒度达 300 毫米的中等可洗和难洗的矿石。

擦洗机（如图 2－1－20 和图 2－1－21）不同于圆筒洗矿机。它具有无孔的筒体，给料和排料端均有端盖板，如同球磨机一样。筒体和端盖板内壁均有锰钢或橡胶衬板，衬板上有筋条，排成螺距逐渐向排料端增大的螺旋线。可以使物料得到良好的碎散，并且保证物料向排料端运动。筒体是借金属托轮或橡胶轮胎的摩擦，或者是齿轮传动。

擦洗机可以水平安装，也可以倾斜安装。在倾斜安装时，为避免筒体的轴向移动，可以用止推托辊支撑着筒体。通常，安装倾角应小于 6°。

排料口的直径要大于给料口的直径，但排料口有一定（或可调）高度的环状堰。这样，在擦洗机内就形成了固定的物料层。通常，拣洗机的充填率可达容积的 25%。

矿石与水同时由给料口进入筒体，要有一定的浓度（约 40～50% 固体），使其有足够的流动性。同时，在擦洗机筒体内可设置固走的喷嘴水管，水压为 0.1～0.2 千帕。高压

冲洗水既可反物料流的方向喷射，也可以顺物料流的方向喷射。在逆向流擦洗机中，矿泥以溢流的形式从给料端流出，经高压水冲洗过的块状物料，由排料端的升矿轮或有孔的铲斗提升至锥形排料口排出筒体。

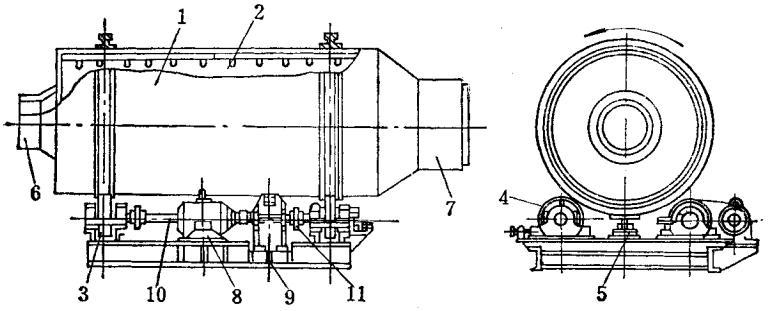

图 2－1－20　擦洗机

1—筒体；2—带筋衬板；3—传动辊；4—托轮；5—止推辊；6—给料口；7—排料口；8—电动机；9—减速机；10—联轴节；11—传动轴

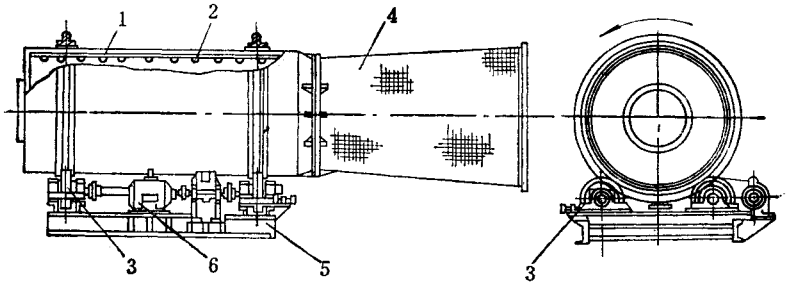

图 2－1－21　带头筛的擦洗机

1—筒体；2—带筋衬板；3—传动辊；4—圆筒筛；5—减速机；6—电动机

对可能发生明显磨剥现象的矿石，擦洗机应用较低的转数（30～40%的临界转数）。在处理难洗的高塑性粘土质矿石时，应采用高转数（70～80%临界转数）。在筒体旋转时，物料在擦洗机内形成瀑落式运动，使矿块抛落并产生强烈的摩擦，迫使高塑性粘土质物料的碎散。经高压水冲洗过的块状物料随矿浆流从排料口排出。

由于矿石的可洗性不同，在擦洗机中必要的洗矿时间也应不同，否则，矿石就会没有受到充分的洗涤，或者会发生矿块的磨剥现象。这就需要通过必要的试验和对生产实际情况的认真考察来解决。

通常，对难洗矿石，在擦洗机中的洗矿时间可长达 12～24 分钟，处理中等可洗性矿

石的洗矿时间约为 4 ~ 12 分钟。

擦洗机的技术特性列于表 2 – 1 – 7。擦洗机的倾角、转数及其生产能力的数值列于表 2 – 1 – 8。

表 2 – 1 – 7　擦洗机的技术特性

筒　体，mm		倾角，(°)	转　数 r/min	耗水量 m^3/t	给矿最大粒　度 mm	倾角 3.5°时的生产能力 m^3/h
内　径	长					
1300	2800	3.5 ~ 6	20	3 ~ 5	150	30
1400	5600	2 ~ 4	20	6 ~ 8	150	40
2000	3600	0 ~ 5	9.5；12.5；15；19	3 ~ 6	150	100
2200	5185		18	3 ~ 6	250	35 ~ 50
3000	4000		18	2 ~ 5	350	125
3560	7785		12.8；18.9	2 ~ 5	350	500
2605	4110		16	2 ~ 4	300	100
3350	10770		15	2 ~ 4	300	250
3600	7300		11.2；17.9		300	400

表 2 – 1 – 8　擦洗机的倾角、转数及其生产能力的关系①

倾角，(°)	转　数 r/min	物料运动速度 mm/s	料层厚度 mm	停留时间 s	生产能力 m^3/h
1	18	30	200	93	9.9
2	10	30	200	93	11.3
2	12	40	200	70	13.5
2	16	53	200	53	18.1
2	18	60	200	47	20.1
2	20	66	200	42	22.6
3	18	90	200	31	30.6
4	18	120	200	23	40.8
5	18	150	200	19	51.3
6	18	180	200	16	61.8

①此关系指表 2 – 1 – 7 中的 $\phi 1300 \times 2800$mm 擦洗机而言。

当然，倘若擦洗机的规格相同，则实际的洗矿时间可以借改变处理能力来调节：处理

能力增大,洗矿时间缩短,反之亦然。

擦洗机处理矿石的最大粒度随擦洗机直径的增大而增大。擦洗机直径大于 3 米以上的可处理 300 毫米粒度的矿石。擦洗机直径减小,所能处理的矿石粒度也减小。

在实际生产中,擦洗机常与洗矿振动筛和螺旋分级机配合使用。大块矿石经洗矿后送往破碎机,细粒矿石和矿泥自流到分级机进行脱水、脱泥,以溢流的形式排走;分级机的沉砂可进行分级,经分级后的各级别物料送入选别作业。我国华东某金刚石原生矿的处理就采用了这样的流程。

带头筛的擦洗机(如图 2 – 1 – 21)。它是在擦洗机的排料端装 3 个悬臂的锥形圆筒筛,锥角不大于 6°。用螺栓固结在擦洗机的筒体上,可以是单层的,也可以是双层的。带头筛的擦洗机与擦洗机具有同样的工作条件。由于有锥形圆筒筛,可以使粘土物料与块(粒)状物料的充分分离。

在我国中南某金刚石砂矿就采用过这种擦洗机。原矿在擦洗机内洗矿后,经圆筒筛除去大块砾石,细粒送至螺旋分级机脱。泥、脱水后,再分级入选。

我国云南某锡石 – 氧化矿选厂使用的带头筛的擦洗机的技术规格及操作条件分别列于表 2 – 1 – 9 和表 2 – 1 – 10。

表 2 – 1 – 9　带头筛擦洗机的技术规格

筒体,mm		圆筒筛,mm		外形尺寸,mm			衬板筋条高 mm	转数 r/min	安装功率 kW
内径	长	长	筛孔	长	宽	高			
1120	3620	1070	内 25 外 5	5520	2650	2130	90	21.5	22.5

表 2 – 1 – 10　带头筛的擦洗机操作条件

处理量 t/d	总耗水量 m^3/t	给矿			溢流		沉砂 – 2mm 含量,%	洗矿粒度界限 mm	洗矿效率,%
		最大粒度 mm	– 0.074mm 含量 %	浓度 %	– 2mm 含量,%	浓度 %			
600 ~ 700	2 ~ 4	100	20 ~ 30	40 ~ 50	80 ~ 85	20 ~ 25	5 ~ 10	2	80 ~ 85

(六)槽式洗矿机

槽式洗矿机有倾斜式的、水平的和组合式的三种类型。倾斜槽式洗矿机是最常见的。水平和组合式的因为增加了给料和洗矿产品脱水等辅助装置,从而未能得到广泛地应用。

就碎散和输送物料所采用的工作机构和应用范围而言,倾斜槽式洗矿机又分为螺旋(或带条螺旋)的和叶桨的两种。前者与螺旋分级机相似,用于处理粒度 0 ~ 10 毫米

的易洗和中等可洗的物料。后者用于处理粒度达 100 毫米的中等可洗和难洗的物料。

倾斜叶桨槽式洗矿机按叶桨轴的数量、叶桨形状和尺寸、叶桨的安装角度、溢流堰、传动装置、冲洗水的布置以及去除矿泥能力的不同等特点，构成了各种不同的型号和规格。但在机械结构方面，它们都是相同的，只是叶桨轴和槽体的尺寸不同而已。

倾斜叶桨槽式洗矿机(如图 2－1－22)由槽体、安有叶桨的两根面对面旋转的中空轴、下轴承、盘根水封、传动装置、沉砂槽和溢流槽等部件组成。叶桨用高锰钢制成，互相交错安装在中空轴上。叶桨顶点连线构成螺旋线，叶桨的安装角(通常为 65°)朝向轴的下方。轴带动叶桨旋转，推动矿粒向排料端移动。

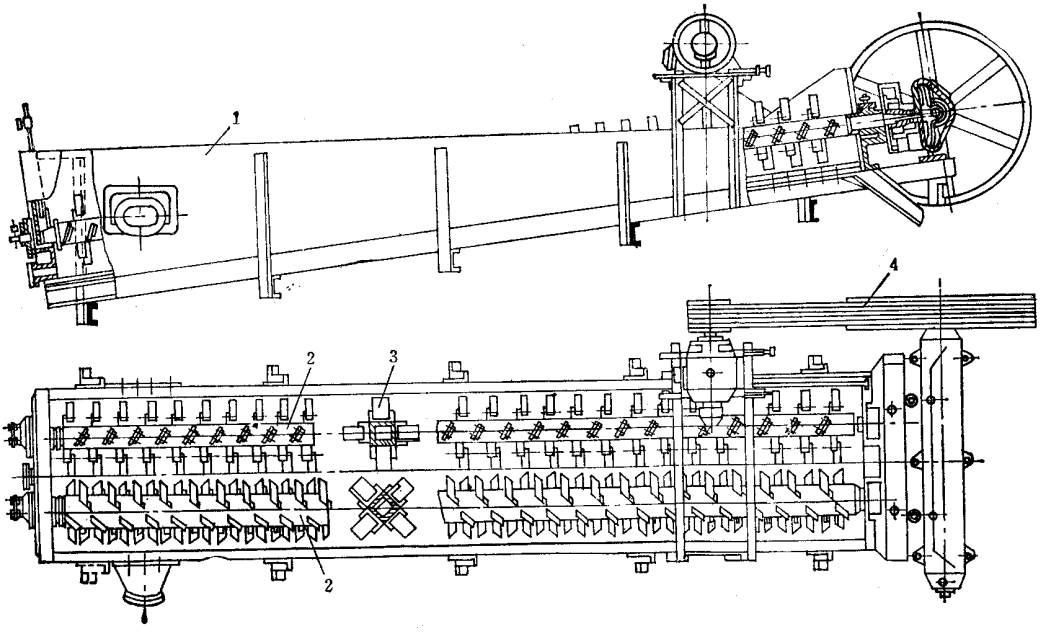

图 2－1－22　倾斜槽式洗矿机

1—槽体；2—叶桨轴；3—叶桨；4—传动部

给料和水从槽体下部给入洗矿机内，槽体内约 2/3 的长度充满了矿浆。泥团和表面粘附着矿泥的矿粒，借助于叶桨的揉搓、擦洗以及由槽体上端给入适量高压水(水压为 0.1～0.2 千帕)冲洗，使矿泥得以碎散并与矿粒分离，达到洗矿的目的。矿浆和粗粒物料反向运动，洗出的细泥从槽体下端的溢流槽排出，粗粒物料由叶桨向上推送到沉砂槽排出。槽体的倾角一般为 5°～12°。

倾斜槽式洗矿机的技术特性列于表 2－1－11。

表 2－1－11　倾斜槽式洗矿机技术特性

槽　体，mm		给料最大粒度	轴的转数	叶桨与轴的倾角，(°)	叶桨的间距	生产能力
宽	长	mm	r/min		mm	t/d
1600	7630	75～0	24	65	250	44～72
970	4880	75～0	18.6	55	400	6
1840	7000	50	20～25	65	560	100～125
2700	7650	150	20	50		200
1750	7000	75	15.4(18.6；22)			75；85
2390	7000	75	15			125
2520	9000	75	9.4；15			97
2900	9000	75	15			160

在我国，倾斜槽式洗矿机已广泛地用于金刚石、残坡积铁矿和锰矿、褐铁矿及砂锡矿的洗矿作业。长沙黑色冶金矿山设计研究院为南方地区难洗的石灰石、白云石和锰矿的洗矿，设计了一种倾斜槽式洗矿机，其技术规格如下：

槽体宽度，	毫米	2200
槽体长度，	毫米	8420
槽体倾角，	度	14
轴的转数，	转/分	23
两轴的中心距，	毫米	1000
叶桨的工作直径，	毫米	950
旋转轴直径，	毫米	377
旋转轴长度，	毫米	7800
叶桨的间距，	毫米	600
安装功率，	千瓦	30
给矿粒度，	毫米	50～0
最大生产能力，	吨/时	80

生产实践表明，倾斜槽式洗矿机由于在洗矿过程中具有擦洗、揉搓能力，对粘性大的泥团的碎散特别有效。但由于受入洗矿石最大粒度的限制，因而，最适合于处理含大块矿石少，含泥多的难洗矿石。不适宜于处理脆性物料，因会产生严重的泥化现象。

表 2－1－12 和表 2－1－13 分别列出了云南某残坡积砂锡选厂所使用的倾斜槽式洗矿机的技术规格和操作条件。

表 2－1－12　云南某锡矿生产使用的槽式洗矿机技术规格

长×宽 mm	轴的长度 mm	轴的转数 r/min	槽体容积 m^3	槽体倾角 (°)	功率，kW	重量，t
6600×1500	6660	21	6	12°12′	22.5	8.6

表 2－1－13　云南某锡矿槽式洗矿机的操作条件

处理量 t/d	用水量 m^3/t	给矿			溢流		沉砂－2mm 含量，%	洗矿粒度界限 mm	洗矿效率，%
		最大粒度 mm	－0.074mm 含量 %	浓度 %	＋2mm 含量，%	浓度 %			
800～1100	4～6	50	60～70	22～28	＜3	12～18	14～17	2	＞90

（七）“打击式”洗矿机

这是原苏联为处理特别难洗的粘土状锰矿石而设计的。它实际上是装有机械搅拌器和清洗装置的水平槽式洗矿机。是由并排安放在一起的三个槽组成，在头两个槽中旋转着的轴上装有打击鞭条，用以洗涤和搅拌矿石。在第三个槽中，装有多孔挖斗的轮式提升机，对洗涤过的矿石进行清洗、并同时将其送往排矿溜槽（图 2－1－23 为示意图）。

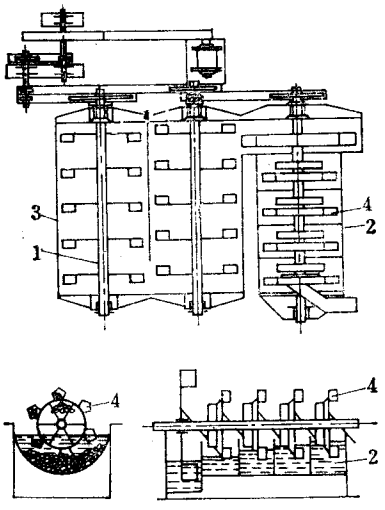

图 2－1－23　“打击式”洗矿机示意图
1—旋转轴；2—挖斗槽；3—打击鞭条；4—带挖斗的轮式提升机

头两个槽是碎散矿石用的。打击鞭条与轴中心线的平面稍呈倾斜，打击鞭条的顶端装有可更换的半椭圆形或角状掌，掌平面与轴中心线的角度可以调节。这样，不但可以搅动着物料，而且促使物料沿中心线向前移动。第三个槽才是洗矿槽，并隔成若干小槽。每个小槽内均有轮式提升机的挖斗固结在旋转轴上。

物料在“打击式”洗矿机中移动的顺序是：从第一槽到第二槽，然后再到第三槽。在第三槽中用轮式提升机逐个地从一个小槽经溜槽流至另一小槽，最后将洗净的物料卸至排矿流槽中。进入第三槽的水与物料是逆向流动的。

（八）塔式洗矿机

塔式洗矿机是借水流的浸泡并经充气搅拌达到碎散和清洗易磨蚀而又难洗物料的

特殊洗矿设备。适用于难洗的褐铁矿和锰矿的洗矿。由于没有机械作用，矿石经长时间浸泡后，借外加空气的搅拌得以碎散和清洗，而对矿石的磨剥又很小。

塔式洗矿机结构很简单(图 2－1－24 所示)。它是由钢筋混凝土做成的下部带圆锥的圆筒。在塔的中央装有中空的套筒，套筒支承在底部集矿筒上，套筒内设置了运送洗过的矿石升液管和压缩空气管。圆锥部塔壁与集矿筒之间有 300 毫米的缝隙，以利洗过的矿石能落入集矿筒。在圆锥部设有若干个进水管和进气管。塔的顶部有给矿溜槽、溢流槽和矿浆分离器。

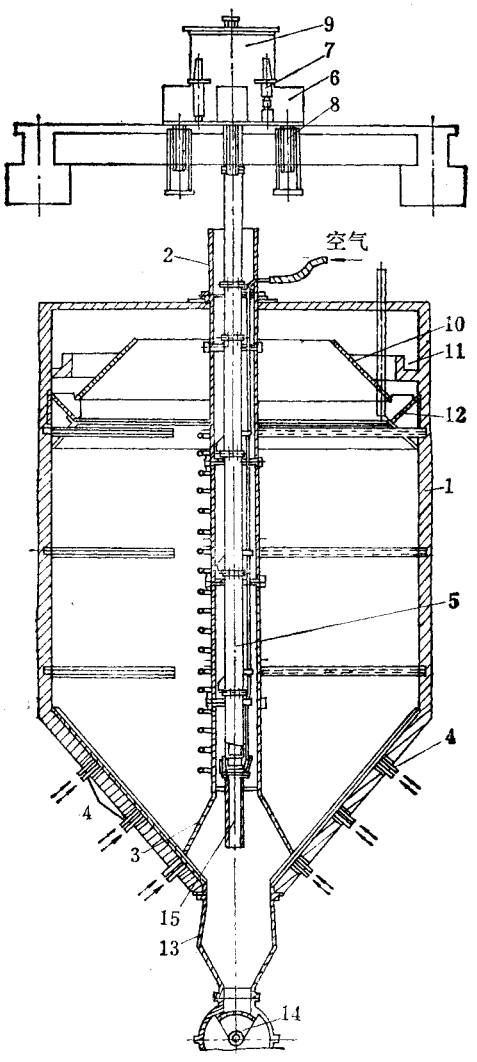

图 2－1－24　塔式洗矿机

1—钢筋混凝土塔；2—套管；3—集矿筒；4—空气和水的喷嘴；5—升液管；6—矿浆分离器；7—提升用起重器；8—给矿管；9—空气转换器；10—缓冲装置；11—溢流槽；12—环形挡板；13—异物捕集溜槽；14—扇形闸门；15—减压阀

物料由塔的上部给矿溜槽进入洗矿机，高压（0.1～0.4 千帕）水和空气由塔的下部进入，与物料形成对流运动。从而使物料在下落运动中得以碎散。粘土质微粒在上升水流和空气的作用下上浮到塔的上部经溢流槽排出。粗粒矿石不断下落，穿过塔壁与集矿筒间的缝隙落入集矿筒里。经升液器提升到位于塔顶部的矿浆分离器进行脱水，然后再往外排放。

物料在塔式洗矿机内总的停留时间约 12 小时，对特别粘的矿石可达 24 小时。洗矿粒度为 50 毫米以下。空气耗量约为 18～24 米^3/吨，水耗约为 2～3 米^3/吨。

苏联广泛使用的 ϕ5.5 米塔式洗矿机的技术特性如下：

塔的高度，	米	6.1
塔的直径，	米	5.5
有效容积，	米^3	150
生产能力，	吨/时	120～150
最大给矿粒度，	毫米	25
洗矿提升高度，	米	1.5
升液管插入深度，	米	7.6
升液管直径，	毫米	250
升液管生产能力，	米^3/时	300
空气耗量，	米^3/分	5.5

（九）振动筛和振动洗矿筛

振动筛和振动洗矿筛用于易洗的或者已经碎散了的矿石。用普通结构的安有喷水装置的平面振动筛或振动洗矿筛就能将矿泥和粗粒矿石分离。

为均匀地沿筛子的宽度喷射水流，可使用特殊形状的喷嘴。喷嘴中心线与筛上物料表面间的倾角应为 100°～110°，从喷嘴到物料面的距离以 300 毫米为宜。

喷嘴（图 2－1－25）可以做成旋流器的形式（水从切线方向进入），也可以做成旋涡式轴套（水从中心进入）。旋涡式轴套呈圆锥形，内壁为螺旋沟槽。水从上面给入后，进螺旋沟槽产生旋涡，形成相当均匀的喷射。使用这两种喷嘴可以减小水的用量并能提高洗矿效率。

水压为 0.15～0.2 千帕时，洗矿水耗约 1～1.5 米^3/吨。洗矿效率为 75～85%。

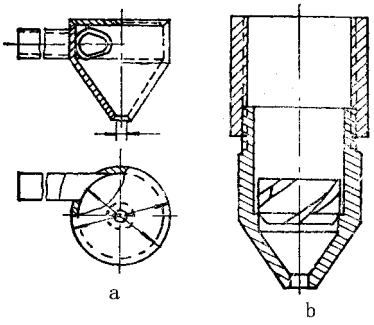

图 2－1－25　喷嘴

a—旋流器式（水从切线进入）；b—旋涡式（水从中心进入）

第二章　破碎工艺技术

第一节　碎矿和磨矿的工艺特征

破碎物料是经常可以看到的现象,但选矿厂中的破碎工作必须分析以下事项,才能了解它的目的和工艺特点。

一、解离度和过粉碎

矿相鉴定的结果说明,绝大多数矿石中的有用矿物和脉石,都是紧密连生在一起的。如果不先将它们解离,任何选矿方法都不能富集它们。矿石破碎后,由于粒度变细了,并且不同矿物之间的交界面裂开了,本来连生在一起的各种矿物就有一定程度的分离。在破碎细了的矿石中,有些粒子只含一种矿物,叫单体解离粒;另外一些粒子还是几种矿物连生着的,叫连生粒。某矿物的解离度,就是该矿物的单体解离粒颗数,与含该矿物的连生粒颗数及该矿物的单体解离粒颗数之和的比值,用百分率表示。选矿产物的检验指出,精矿品位低,尾矿品位高和中矿产率大,往往是解离度不够造成的。因此,碎矿和磨矿是选别前不可少的作业,它为选别作业准备有用矿物的解离度充分大的入选物料。就矿物的组织看,除了少数极粗粒嵌布的矿石,仅用碎矿即获得相当多的单体解离粒而外,一般都必须经过磨矿,才能得到充分高的解离度。碎矿的作用通常是为磨矿准备给料,磨矿是达到充分解离的最后工序。

磨矿产物过于粗,由于解离还不充分,选出的精矿品位及回收率都差。过细了也没有必要,甚而造成危害,因为破碎矿右会发生难以选别的微细粒子。如果这种微粒较多,使生产不利,那就是矿石被过度地粉碎了。过粉碎的危害是:难以控制的微细粒子多,精

矿品位和回收率都差，机器的磨损增大，设备的处理能力降低，破碎矿石的无益的功率消耗增多。过粉碎的发生以磨矿过程为严重，但从碎矿起已有出现。因此，在开始破碎矿石时，就应当防止过粉碎，遵守‘不作不必要的破碎’规则。处理脆性矿石的钨、锡矿重力选矿厂，更须重视此问题。发生过粉碎的原因，通常是：

1. 磨细度超过最佳粒度。

2. 所用设备与矿石性质不适应，易将它泥化。

3. 操作条件不好。

4. 碎矿与磨矿流程不合理。

对每一具体情况，须作全面考查，才能找准发生过粉碎的原因。

二、破碎比和分阶段破碎

在碎矿和磨矿过程中，原物料的粒度变细了。破碎比就是原物料粒度与产物粒度的比值，它表示经过破碎后，原物料的粒度减小的倍数。由于碎矿机和磨矿机的功率消耗与生产率都和破碎比有关，所以它是衡量碎矿和磨矿过程的数量指标。

破碎比的计算法有以下几种，各有一定的用途：

1. 用物料在破碎前的最大粒度与破碎后的最大粒度的比值来确定。

$$i = \frac{D_{最大}}{d_{最大}} \tag{2-1}$$

式中　i——破碎比；

$D_{最大}$——破碎前物料的最大块直径，毫米；

$d_{最大}$——破碎后物料的最大块直径，毫米。

最大块直径可由筛上累积重量百分率曲线找出。曲线中与 5% 或 20% 相对应的粒度即最大块的直径，它也就是矿料的 95% 或 80% 能通过的正方形筛孔的宽度。许多经验表明，物料中的最大块约占 5% 或 20%。由于各国的技术习惯不同，英、美取物料的 80% 能通过的筛孔的宽度为最大块的直径；我国取物料的 95% 能通过的筛孔的宽度，苏联也是这样。设计中常用这种计算法，因为设计上要根据最大块直径来选碎矿机的给矿口的宽度。

2. 用碎矿机的给矿口的有效宽度和排矿口的宽度的比值来确定。

$$i = \frac{0.85B}{S} \tag{2-2}$$

式中　B——碎矿机的给矿口的宽度，毫米；

S——碎矿机的排矿口的宽度，毫米。

因为给入碎矿机的最大矿块的直径应当比碎矿机的宽度约小 15%，才能被碎矿机钳

住，所以上面公式中的 $0.85B$ 就是碎矿机的给矿口的有效宽度。对于粗碎机，排矿口取最大宽度 对中、细碎机，取最小宽度。这种计算法在生产中很有用，因为生产上不可能经常对大批矿料作筛分分析，但是，只要知道碎矿机的给矿口和排矿口的宽度，就可以用上面的公式估算出破碎比，近似地了解碎矿机担负的任务。

3. 用平均粒度来确定

$$i = \frac{D_{平均}}{d_{平均}} \tag{2-3}$$

式中　$D_{平均}$ ——破碎前物料的平均直径，毫米；

$d_{平均}$ ——破碎后物料的平均直径，毫米。

破碎前和后的物料，都是由若干个粒级组成的统计总体，只有平均直径才能代表它们。用这种方法算得的破碎比，较能真实地反映破碎程度，因而理论研究中采用它。

近年来采出矿石的块度很大，露天采场的最大块可达 1200 至 1500 毫米，坑内采出的最大块也约为 200 ~ 600 毫米。入选粒度一般都很细，通常在 0.1 毫米以下。例如把直径 1500 毫米的原矿破碎到 0.1 毫米的入选粒度，破碎比高达 15000。目前所用的碎矿机和磨矿机，由于结构的关系，只能在一定的破碎比范围内有效地工作。因此不可能一次就把粗大矿块破碎到很细的颗粒，通常是把适合处理各种粒度的碎矿机和磨矿机依次串联，构成碎矿和磨矿流程，来保证所需的高破碎比。在流程中，每台破碎设备只实现整个过程的一部分任务，形成碎矿和磨矿阶段。选矿上的‘段’是根据所处理的粒度划分的，从给矿和产品的粒度，碎矿和磨矿阶段大致分成

阶段		给矿最大块直径 $D_{最大}$（毫米）	产品最大块直径 $d_{最大}$（毫米）
碎矿	粗碎	1500 ~ 300	350 ~ 100
	中碎	350 ~ 100	100 ~ 40
	细碎	100 ~ 40	30 ~ 5
磨矿	一段磨矿		1 ~ 0.3
	二段磨矿		0.1 ~ 0.07（或更细）

近代大型选矿厂有用到四段破碎的，前两段作为粗碎，第三段是中碎，第四段是细碎。少数选矿厂有用到三段磨矿的。上面的划分法是近似的，只大致地说明情况。

整个碎矿和磨矿流程的破碎比叫总破碎比（i），各阶段的破碎比（$i_1\ i_2 \cdots\cdots\ i_n$）叫部分破碎比。设 $D_{最大}$ 是原矿最大块直径，d 是破碎最终产物里的最大粒直径，d_1、d_2 …… d_{n-1}、d_n 是第一段、第二段……第 n 段破碎产物中的最大粒直径，那么，

$$i = i_1 \times i_2 \times \cdots\cdots \times i_n = \frac{D_{最大}}{d_1} \times \frac{d_1}{d_2} \times \cdots\cdots \times \frac{d_{n-1}}{d_n} = \frac{D_{最大}}{d_n} \tag{2-4}$$

由此可见，碎矿和磨矿的目的，在于生产出充分解离但过粉碎轻的入选物料。它的工艺特征是，用若干种合适的设备串联起来，将原矿分段逐步地破碎到规定的入选粒度。

第二节　岩矿的机械强度、可碎性和可磨性

一、岩矿的机械强度

强度是固体的重要性质之一，它表现在对于外力的抵抗，而决定于固体内部质点间的结合情况。破碎矿石时，要遭受矿石的机械强度所引起的阻力。岩矿被破碎的难易，与这种阻力有关。破碎工作有两方面的要求：对于所用的机械，应当足够坚强和可靠；对于打细矿石，要求容易和顺利。解决这两种问题，都必须研究岩矿的机械强度。静载下测定的抗压强度、抗拉强度、抗剪强度和抗弯强度等，常用来表示岩矿的抗破碎阻力。抗压强度最大，抗剪强度次之，抗弯强度较小，抗拉强度最小。如以抗压强度为 1，其他强度只是它的很小的分数。有时用普氏系数（f，M. M. 普罗托吉雅可诺夫 Протодъяконов 用作岩石坚固性分类的系数）表示，如果用抗压强度来定普氏系数，它约等于抗压强度的百分之一。根据普氏系数，可将岩石按坚固性分为十级，f 值由 0.3 到 20，f 值较大的岩石的坚固性也较高。用同一岩矿的大小不同的试件所作的抗压试验说明，试件尺寸小的，它的抗压强度较大。在磨矿中，矿粒越细越难磨。这是由于小试件中存在的宏观和微观裂缝比大试块中的少，因而它的强度比较高。

二、可碎性和可磨性

可碎性和可磨性反映矿石被破碎的难易，它决定于矿石的机械强度。同一破碎机械，在同一条件下，处理坚硬矿石与处理软矿石相比较，前一情况的生产率较低，功率消耗也较大。结合碎矿和磨矿工艺提出的矿石的可碎性系数和可磨性系数，既反映矿石的坚固程度，也能用来定量地衡量破碎机械的工艺指标，因此，在以后有关的计算中常常用到。

可碎性系数和可磨性系数的表示法有多种，选矿上常用的如下：

$$\text{可碎性系数} = \frac{\text{该碎矿机在同样条件下破碎指定矿石的生产率}}{\text{某碎矿机破碎中硬矿石的生产率}} \qquad (2-5)$$

$$\text{可磨性系数} = \frac{\text{该碎矿机在同样条件下磨细指定矿石的生产率}}{\text{某碎矿机磨细中硬矿石的生产率}} \qquad (2-6)$$

通常用石英代表中等硬度的矿石，它的可碎性系数和可磨性系数都是 1。硬矿石的

强度大，可碎性系数和可磨性系数都小于 1，破碎机械处理它的生产率比处理中硬矿石的低。软矿石的强度小，这两种系数都大于 1，破碎机械处理它的生产率就比处理中硬矿石的大。

根据碎矿和磨矿的要求编制的岩矿强度分级表，既未统一，也欠完善，国内的岩矿强度资料收集得少，因此，尚难编出符合我国实际情况又满足碎矿和磨矿要求的岩矿强度分级表。目前采用普氏岩石分级的较多，为了能全面地知道此种分级法，在此介绍它的详细情况，并附上我国部分选厂处理的矿石的普氏系数（表 2－2－1）。碎矿和磨矿中用的岩矿强度分级表，可能由普氏岩石分级表简化来的。简化的结果，各书并不一致，有简化为三级、四级或五级的。按岩矿强度等级划分可碎性系数和可磨性系数，以后用于设备的生产能力计算。讲这些计算方法时，还要列出各法所用的岩矿等级，这里仅介绍一般情况，以供参考。

表 2－2－1　普氏岩石分级表

等　级	坚固性程度	岩　　石	f	我国一些选厂处理的矿石的 f 值
1	2	3	4	5
Ⅰ	最坚固的岩石	最坚固、细致和有韧性的石英岩和玄武岩，其他各种特别坚固岩石	20	大孤山赤铁矿（12～18），大孤山磁铁矿（12～16），东鞍山铁矿（12～18），铁山（12～16）南芬铁矿（12～16）海南铁矿（12～15）大冶铁矿（10～16），大吉山钨矿（10～14） 通化铜矿（8～12），铜官山（9～17）寿王坟（8～12），桓仁铅锌矿（8～12），新冶铜矿（8～10），赤马山（8～9），双塔山铁矿（9～13），因民铜矿（8～10）凹山铁矿（8～12）水口山铅锌矿（8～10），青城子铅锌矿（8） 华铜（6～10），比子沟（6～10）
Ⅱ	很坚固的岩石	很坚固的花岗质岩石，石英斑岩，很坚固的花岗岩，矽质片岩，比上一级较不坚固的石英岩，最坚固的砂岩和石灰岩	15	
Ⅲ	坚固的岩石	花岗岩（致密的）和花岗质岩石，很坚固的砂岩和石灰岩，石英质矿脉，坚固的砾岩，极坚固的铁矿	10	
Ⅲ*a*	坚固的岩石	石灰岩（坚固的），不坚固的花岗岩，坚固的砂岩，坚固的大理石和白云岩，黄铁矿	8	
Ⅳ	颇坚固的岩石	一般的砂岩，铁矿	6	
Ⅳ*a*	颇坚固的岩石	矽质页岩、页岩质砂岩	5	
Ⅴ	中等的岩石	坚固的粘土质岩石，不坚固的砂岩和石灰岩各种页岩（不坚固的），致密的泥灰岩	4	
Ⅴ*a*	中等的岩石		3	
Ⅵ	颇软弱的岩石	软弱的页岩，很软弱的石灰岩，白垩，岩盐，石膏，冻结的土壤，无烟煤，普通泥灰岩，破碎的砂岩，胶结砾石，石质土壤	2	
Ⅵ*a*	颇软弱的岩石	碎石质土壤，破碎的页岩，凝结成块的砾石和碎石，坚固的煤，硬化的粘土	1.5	
Ⅶ	软弱的岩石	粘土（致密的），软弱的烟煤，坚固的冲积层一粘土质土壤	1.0	
Ⅶ*a*	软弱的岩石	轻砂质粘土，黄土，砾石	0.8	

等　级	坚固性程度	岩　　石	f	我国一些选厂处理的矿石的 f 值
Ⅷ	土质岩石	腐植土,泥煤,轻砂质土壤,湿砂	0.6	
Ⅸ	松散性岩石	砂,山麓堆积,细砾石,松土,采下的煤	0.5	
Ⅹ	流沙性岩石	流砂,沼泽土壤,含水黄土及其他含水土壤	0.3	

① 将每一种岩石划分到这种或那种等级时,不仅仅单独地按照其名称,而且必须按照岩石的物理状态,并根据它的坚固性与分级表中列出的诸岩石进行比较。风化的、破碎的、打碎成个体的,经断层挤压过的,接近于地表的等状态岩中,一般说来,应当把它划分比处于完整状态的同种岩石稍低的等级中。

② 上述的岩石坚固性系数,可以认为是对不同方面岩石相对坚固性的表征,它在采矿中的意义在于:(1)手工开采时的采掘性;(2)浅眼以及深孔的凿眼性;(3)应用炸药时的爆破性;(4)在冒落时的稳定性;(5)作用于支架上的压力等等。

但同时必须注意到:在分级表中指出的数值是对某一类岩石中听有岩石而言的(例如:页岩类,石英岩类,石灰岩类等等),而不是对其中某个别岩石而言的;因而,在特定情况下确定 f 值时,必须十分慎重,并且这一 f 数值在不同的情况下是不一样的。

第三节　破碎机械的施力情况

任何一种碎矿机和磨矿机都不是只用一种力破碎矿石,通常是以某种力为主,配合上其他种类力的作用,因此,破碎机械施于矿石的力是复杂的。为了便于分析和研究,常常着重考虑主要的力,对于其他种力的影响仅作附带考查。破碎机械的施力情况,可以分为压碎、劈开、折断、磨剥和冲击等,表示在图 2－2－1 中。机械的施力情形不同,应当考虑的矿石的强度种类也有区别。对于压碎,应当考虑矿石的抗压强度;对于劈开,要注意它的抗拉强度;对于折断,要注意的是矿石的抗弯强度;磨剥矿石时,就应当考虑它的抗剪切强度。破碎机械都是用它的工作部件以动载荷反复作用于矿石,因而具有一定的冲击效果。当矿石被冲击时,就应当考虑它的抗冲击强度。在以后学习各种破碎机械的工作原理时,对它们的施力情况,应当分清楚。例如矿石在颚式碎矿机的齿板间被破碎时,受到劈开作用,矿石的抗劈开强度约为抗拉伸强度的 1.2 倍。

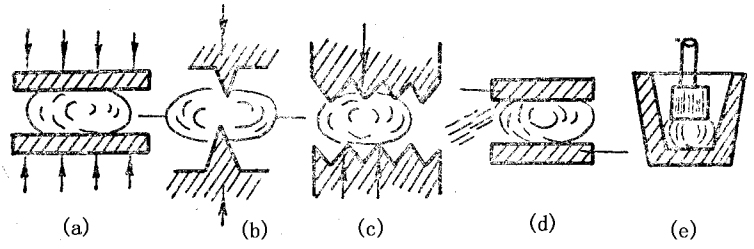

图 2－2－1　破碎机械对矿石的施力情形

(a)压碎;(b)劈开;(c)折断;(d)磨剥;(e)冲击

一物体撞击另一物体时，前者的动能迅速地转变为后者的形变位能，而且局部地集中在被撞击处。如果撞击速度高，变形来不及扩展到被撞击物的全部，就在撞击处发生相当大的局部应力，故动载荷的破坏作用较静载荷的大。如载荷超过疲劳极限，增加反复冲击次数，可以减少发生破坏所需的应力。因此，用高频冲击的方法破碎矿石有很好的效果，功率消耗较小，破碎比高而过粉碎轻，容易在较粗粒级发生充分的解离。近年来出现的反击式碎矿机和振动球磨等，都具有高频冲击的特点。

一般矿石都是由多种矿物组成的，它们的物理性质并不一样，有时还有很大差别，如煤块中的精煤和黄铁矿及矸子，伟晶花岗岩中的绿柱石和长石等等。当破碎这类矿石时，其中各矿物被破碎的情形就不一样，有的被破碎成较粗的粒子，有的却较细。这种现象叫选择性破碎。发生选择性破碎的根本原因是矿石中各矿物的机械性质差别很大，但破碎机械的性能也有影响，如反击式碎矿机和自磨机就较容易产生选择性破碎。注意这种现象在选矿工艺中很重要。例如，对有用矿物比脉石易泥化的矿石，应当先将已解离的含有用矿物较多的粒级分出，不必等待将全部矿料都磨到同样细度，从而有利于减轻过粉碎。筛选方法也就是以选择性破碎为根据的。

在了解矿石的机械性质和破碎机的施力情形之后，就要注意破碎机的施力方式应该与矿石的性质相适应，才会有好的效果。对于硬矿石，应当用弯折配合上冲击来破碎它，如果用磨剥，机器必遭严重磨损。对于脆性矿石，弯折和劈开较为有利。如用磨剥，产品中的过细粉末就会太多。对于韧性及粘性较大的矿石，采用磨剥的方式破碎它，就较为合理。由于物料的机械性质是形形色色的，所以破碎机械也就多种多样。以后虽然只介绍处理岩矿的典型机械，没有涉及到选煤厂及破碎某些化工原料的设备，如果明白破碎机械的施力情形必须与矿石性质相适应的道理，也就能够对它们作分析了。

第四节　破碎耗功学说及其应用

一、三个主要的破碎耗功学说

在选矿厂中，电能的绝大部分用于破碎矿石。为了深入理解破碎矿石过程，评价破碎机械的效率，和找寻更有效的破碎方法，百多年来出现了很多有关破碎耗功的理论。其中有三个最主要的，为举世所公认，在此将作介绍。

大家都知道，破碎过程是不会自动发生和不可逆的，必须外力对矿石作功，克服它的

内部质点间的内聚力，才能发生破碎。当外力对矿石作功使它破碎时，矿料的潜能也因此功的转化而增加。因此，破碎耗功理论实质上就是，阐明破碎过程的输入功与破碎前后矿石的潜能变化之间的关系，从而明确输入功是怎样耗去的。破碎物料时，它的强度、给矿粒度、产品粒度和耗功，是直接易为人查觉的，因此各种功耗学说都必须确定出它们间的关系，这是各种破碎耗功学说的共同点。但因每一种耗功学说都从不同的角度看问题，所以它们的物理根据和导出的数学形式也就不同。

1.P.R 雷廷格(Rittinger)学说(1867)

当物料被破碎后，产生了新的表面积，产物的表面积必然比原物料的表面积增多。位于物体表面上的质点，与内部的质点不同，由于与它相邻的质点数目不够使它平衡，因而存在着不饱和键能。分裂物体时，必须克服它的内部质点间的内聚力，使内部质点变为表面质点，表面上的位能于是增加，因此，破碎物体要消耗一定数量的功。根据此理，P.R 雷廷格认为：外力破碎物体所作之功，转化为新生表面积上的表面能，故破碎过程所消耗的功与新生表面积成正比。可以将这种意义表示为：

$$dA_1 = \gamma dS \tag{2-7}$$

式中　dA_1——生成新表面积 dS 所需的功；

γ——比例系数，即生成一个单位新表面积所需的功，又可以做比表面能。

设 D 为矿块的直径，k_1 为由直径求表面积的形状系数，k_2 为由直径求体积的形状系数，那么，$k_1 D^2$ 为表面积，$k_2 D^3$ 为体积。又设 Q 为被破碎矿石的总重量，δ 为单位体积的矿石的重量，在总重量中含有直径为 D 的矿块数是

$$n = \frac{Q}{\delta k_2 D^3} \tag{2-8}$$

根据公式(2-7)，可以列出破碎重量为 Q 的矿石所需的功如下：

$$dA_1 = \gamma \frac{Q}{\delta k_2 D^3} \cdot d(k_1 D^2) = K_1 Q \frac{1}{D^2} dD \tag{2-9}$$

式中　$K_1 = \dfrac{2\gamma k_1}{\delta k_2}$

设 D_0 为给矿直径，D_p 为破碎产物直径，在 D_p 与 D_0 限内积分上式，得到：

$$A_1 = K_1 Q \int_{Dp}^{D0} \frac{1}{D^2} dD = K_1 Q \left[\frac{1}{D_p} - \frac{1}{D_0} \right] \tag{2-10}$$

或

$$A_1 = K_1 Q \frac{1}{D_0} \left[\frac{D_0}{D_p} - 1 \right] = K_1 Q \frac{1}{D_0} (i - 1) \tag{2-11}$$

式中的 i 为破碎比。

应用上面公式时，由于给矿和产品都是混合粒群，故应当用它们的平均粒度作计算。选用计算平均粒度的方法如下。

因为破碎物料消耗的功是物料直径的函数，对于雷廷格学说，此函数的形式为 $f(D)=\frac{1}{D}$。设 $(D_0)_{平均}$ 是原物料的平均直径，$(D_0)_i$ 是原物料中个别粒级的直径，γ_i 是个别粒级的重量百分率。当 $(D_0)_{平均}$ 能极充分地代表物料的粒度时，用它按规定的函数计算得的结果，应当和用个别粒级按同一函数计算的结果再求得的算术平均值相等，即

$$f(D_0)_{平均}=\frac{1}{100}\Sigma\gamma_i f(D_0)_i \tag{2-12}$$

将这个道理用来求雷廷格学说中的平均直径，可以写出

$$\frac{1}{(D_0)_{平均}}=\frac{1}{100}\sum\frac{\gamma_i}{(D_0)_i}$$

或

$$(D_0)_{平均}=\frac{100}{\sum\frac{\gamma_i}{(D_0)_i}} \tag{2-13}$$

同理，雷廷格学说中的产物的平均直径的计算为：

$$(D_p)_{平均}=\frac{100}{\sum\frac{\gamma_i}{(D_p)_i}} \tag{2-14}$$

公式(2-13)和(4-14)都是调和平均法。

2.В.Л 吉尔皮切夫(Кирпичев)(1874)或 F. 基克(Kick)(1885)学说

外力作用于物体发生弹性变形时，它所作的功储存在弹性体内，成为弹性体的形变能。岩矿是脆性物料，在弹性范围内，它的应力和应变关系并不严格遵从虎克定律，如下式所表达的。

$$\sigma^m=\varepsilon E \tag{2-15}$$

式中　σ——应力；

ε——应变；

E——弹性模数；

m——接近 1 的指数，对于花岗岩，$m=1.13$。

象岩矿这样的脆性体，它的弹性极限接近于强度极限，因而可以把弹性范围内的形变能公式近似地用于破裂状态。于是，体积为 V 的脆性物体，在外力为 $0\sim\sigma$(强度极限)范围内发生变形，它储有的形变能为：

$$U = \int_0^{\sigma} V \frac{\sigma^m}{E} d\sigma = \frac{\sigma^{m+1}}{m+1} \frac{V}{E} \tag{2-16}$$

B.Л 吉尔皮切夫和 F. 基克都认为，破碎物体的外力所作的功，完全用于使物体发生变形，到了形变能储至极限，物体即被破坏。他们根据这种物理基础，提出的破碎耗功学说可以叙述为：使几何上相似的同种物料，破碎成同样形状的产品，所需的功与它们的体积或重量成正比。这个学说的内容，可以用下式表达。

$$dA_2 = KdV \tag{2-17}$$

式中　dA_2——破碎体积为 dv 的物体所需要的功；

K——比例系数，即破碎一个单位体积的物体所需的功。

按照推证公式(2-10)的方法，并且所用符号的意义也一样，可以得到：

$$dA_2 = K \frac{Q}{\delta k_2 D^3} d(k_2 D^3) = K_2 Q \frac{1}{D} dD \tag{2-18}$$

式中　$K_2 = \frac{3KQ}{\delta D}$

在给矿直径(D_0)和破碎产物直径(D_p)限内积分上式：

$$A_2 = K_2 Q \int_{D_p}^{D0} \frac{1}{D} dD = K_2 Q [\ln D_0 - \ln D_p] \tag{2-19}$$

或

$$A_2 = K_2 Q \ln \frac{D_0}{D_p} = 2.303 K_2 Q \lg i \tag{2-20}$$

应用公式(2-20)时，也要确定给矿和产物的平均直径的计算法。根据这个学说，功耗是矿粒直径的函数，而函数的形式是 lgD，故用前法导出的计算平均直径的公式为：

$$\lg(D_0)_{平均} = \frac{\sum \gamma_i \lg(D_0)_i}{100} \tag{2-21}$$

及

$$\lg(D_p)_{平均} = \frac{\sum \gamma_i \lg(D_p)_i}{100} \tag{2-22}$$

这两个公式都是加权几何平均法。

3.F.C. 榜德(Bond)学说(1952)

F.C. 榜德根据用一般碎矿和磨矿设备作试验得到的资料，整理成下面的经验公式。当应用榜德学说时，最好照他的这个经验公式及其中规定的各符号的意义，因为比较方便，还可以和榜德的许多研究相比较。

$$W = W_i \left(\frac{\sqrt{F} - \sqrt{P}}{\sqrt{F}} \right) \sqrt{\frac{100}{P}} = \frac{100 W_i}{\sqrt{P}} \left(1 - \sqrt{\frac{P}{F}} \right) \tag{2-23}$$

或

$$W_i = \frac{W}{10} \sqrt{P} \left(\frac{\sqrt{F}}{\sqrt{F} - \sqrt{P}} \right) \tag{2-24}$$

式中　F——给矿的 80% 能通过的方筛孔的宽，微米；

P——产品的 80% 能通过的方筛孔的宽，微米；

W——将一短吨（907.18 公斤）粒度为 F 的给矿破碎到产品粒度为 p 所耗的功，千瓦·时/短吨；

W_i——功耗指标，即将‘理论上无限大的粒度’破碎到 80% 可以通过 100 微米筛孔宽（或 67% 可以通过 200 目筛孔）时所需的功，千瓦·时/短吨。

在建立上面经验公式之后，榜德作了如下的理论解释：破碎矿石时，外力作用的功首先是使物体发生变形，当局部变形超过临界点，即生成裂口，裂口形成之后，储在物体内的形变能即使裂口扩展并生成断面。输入功的有用部分转化为新生表面上的表面能，其他部分成为热损失。因此，破碎矿石所需的功，应当考虑形变能和表面能两项。形变能和体积成正比，表面能与表面积成正比。假定等量考虑这两项，所需的功应当同它们的几何平均值成正比，即与 $\sqrt{V \cdot S}$（$= \sqrt{D^3 \times D^2} = D^{5/2}$）成比例。对于单位体积的物体，就是与 $D^{5/2}/D^3 = \frac{1}{\sqrt{D}}$ 成比例。

根据榜德所作的解释，采用推导前两个功耗学说的公式的方法，不难推出：

$$A_3 = K_3 Q\left[\frac{1}{\sqrt{D_p}} - \frac{1}{\sqrt{D_0}}\right] = K_3 Q \frac{1}{\sqrt{D_0}}(\sqrt{i} - 1) \tag{2-25}$$

式中的 K_3 为比例系数，其他符号与前面的相同。

如果要计算给矿和产品的平均粒度，用推导公式（2-13）及（2-21）的方法，可以得到：

$$(D_0)_{平均} = \left[\frac{100}{\sum \frac{\gamma_i}{\sqrt{(D_0)_i}}}\right]^2 \tag{2-26}$$

及

$$(D_p)_{平均} = \left[\frac{100}{\sum \frac{\gamma_i}{\sqrt{(D_0)_i}}}\right]^2 \tag{2-27}$$

二、三个功耗学说的比较

外力作用于物体，先使它变形。到了一定程度，物体即生成微裂缝。能量集中在原有的和新生的微裂缝周围，使它扩展。对于脆性物料，在裂缝开始传播的瞬间即行破裂，因为此时能量已积蓄到可以造成破裂的程度。物料破裂之后，外力所作的功仅一部分转化为表面能，其余呈热能损失。因此，破坏物体所需的功包含形变能和表面能，即

$$A = \frac{\sigma^2}{2E}V + \gamma S \tag{2-28}$$

式中各符号的意义和前面的相同。

近代的研究已证明上述的破坏过程，裂缝深度和裂缝扩展速度都已有测定资料。例如玻璃的裂缝的最大扩展速度，理论值为 2.0×10^5 厘米/秒，观测值为 $1.5\sim2.0\times10^5$ 厘米/秒。榜德虽然引用裂缝长来说明他提出的经验公式，但不是以近代关于裂缝的形成和扩展的研究为根据，而是为了解释他的经验公式自己作的假定。

由上面讲的物体的破裂过程，可以看出，这三个学说各看到破碎过程的一个阶段。吉尔皮切夫学说注意的是受外力发生变形的阶段，榜德学说注意到裂缝的形成和发展，雷廷格学说看到的是破碎后生成新表面。因此，它们都有片面性，但互不矛盾，却互相补充。

因为这三个学说各看到破碎过程的一个阶段，故每一个学说只能用在一定的破碎范围才较为可靠。有关功耗理论的文献中都指出 :碎矿时的破碎比不大，新生表面积不多，形变能占主要部分，因而用吉尔皮切夫学说的误差较小。磨矿时破碎比大，新生表面积多，表面能是主要的，因而用雷廷格学说较适宜。榜德经验公式是用一般碎矿及磨矿设备作试验定出的，在中等破碎比的情况下，都大致与它符合。这个论断，已为 R.T. 胡基(Hukki)的试验所证实。

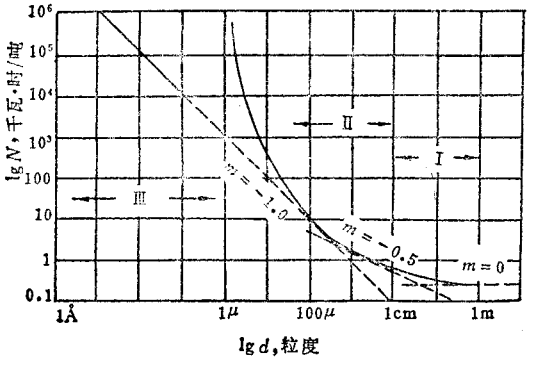

图 2-2-2　破碎产物粒度与比功耗的关系

Ⅰ—普通碎矿范围；Ⅱ—普通磨矿范围；Ⅲ—磨矿极限范围

R.T. 胡基的试验结果总结如下图。仿照工业上的办法，用每段破碎比为 10 的几段连接破碎，求出各段的净功耗。从 2～5 段的功耗符合榜德学说，但从 100 微米破碎到 10 微米以下，榜德学说求得的数据过于小，以雷廷格学说的较为合理。粗碎以上，却以吉尔皮切夫学说为准确，榜德学说的结果不可靠，雷廷格学说差得太远。各学说在适合它的较狭的粒度范围内与实际情况相似，误差不大。但在很细磨的范围，即使雷廷格学说，也与实际情况不符合。

根据这些验证，应用各种功耗学说时，要注意各学说的适用范围，正确地加以选择。

破碎过程是很复杂的，建立这些学说时，许多影响因素未作考虑。例如结晶缺陷，矿

石的裂缝和节理，矿石的湿度、粘度和不均匀性、矿块间的相互摩擦和挤压等，都会影响矿石的强度，从而影响到破碎它需要的功。因此，即使各学说用在适合它的范围，也只能得到近似的结果，还须用实际资料来校核。

由于这些学说有片面性和近似性，故至今还在对它们不断地验证，并探寻更完善的新的理论。尽管它们存在这些缺点，但毕竟把矿石强度、给矿粒度、产品粒度和功耗四个重要项目的关系定出来了，在一定程度上反映了破碎过程的实质。只要我们认清它们的重要性和缺点，正确地应用它们，就可以为分析和研究破碎过程提供理论依据和方法。

三、功耗学说的应用举例

例：用榜德学说计算磨机的需用功率。

公式(2－23)及(2－24)中的各项都是可测的，关于功耗指标 W_i，榜德曾制定了几种测定法。为了便于应用榜德公式，以后的研究者又提出了更简便的测定法，情况如下。

在相同条件下，用同一磨机分别磨细同样重量的标准矿石(功耗指标已知，$W_{i2}=19.5$ 千瓦·时/短吨，)和待测矿石(功耗指标 W_{i1} 未知)，从它们的给矿和产品的筛分分析曲线中找出的 F 值和 P 值如下：

待测矿石的　　$F_1=960$ 微米　　$P_1=123$ 微米

标准矿石的　　$F_2=1130$ 微米　　$P_2=133$ 微米

现在要为待测矿石选用磨机，它的处理能力是 8.3 短吨/时，给矿粒度是 $F=9500$ 微米，产品粒度是 $P=105$ 微米，求这磨机的需用功率。

因为用同一磨机在同样条件下磨细同样重量的两种矿石所耗的功应当相等，故从公式(2－23)可以列出

$$W_{i2}\left(\frac{10}{\sqrt{P_2}}-\frac{10}{\sqrt{F_2}}\right)=W_{i1}\left(\frac{10}{\sqrt{P_1}}-\frac{10}{\sqrt{F_1}}\right)$$

即

$$W_{i1}\left(\frac{10}{\sqrt{123}}-\frac{10}{\sqrt{960}}\right)=19.5\left(\frac{10}{\sqrt{133}}-\frac{10}{\sqrt{1130}}\right)$$

故

$$W_{i1}=19.2 \text{ 千瓦·时/短吨}$$

对于要选用的磨机的需用功率，由公式(4－23)

$$W=19.2\left(\frac{10}{\sqrt{105}}-\frac{10}{\sqrt{9500}}\right)=16.78 \text{ 千瓦·时/短吨}$$

此磨机的需用功率 $=16.78\times8.3\times1.34=186$ 马力

(注：1 千瓦 $=1.34$ 英制马力)。

根据算得的需用功率，可从产品目录中选合适的磨机。

例：用吉尔皮切夫学说分析和研究碎矿机的功耗

应用这个学说时，必须掌握碎矿机的功耗，给矿和产品的粒度分析，物料的比重和极限强度与弹性模数等资料。对于组织不均匀的岩矿，它的极限强度和弹性模数须经多次试验求得的平均值才可靠。材料试验中测得的物料强度，与碎矿机中的有时不是一回事。例如，矿石在颚式碎矿机的齿板间受劈裂应力，它的抗劈裂强度约为抗拉强度的 1.2 倍，与材料试验中的抗压强度大不相同，故必须注意这些情况，才能较准确地应用这个学说。下面举一例说明用法。

在碎矿机械的需用功率的研究中，Л.Б. 列文逊（Левенсон）应用此学说，对颚式、圆锥和对辊机的功率制订了一套理论公式。虽然它们尚待进一步研究和评价，但文献中常常引用，以对辊机为例，可看出他应用此学说的情况。

如下图，在两个辊子间，钳着直径为 D 的给矿。假定给矿块是大小相同的球体，并且沿对辊机长度 L 有 n 个矿块密接地排成一列。这些给入矿块的体积于是为

$$V_1 = n\,\frac{1}{6}\pi D^3 = \frac{L}{D}\,\frac{1}{6}\pi D^3 = \frac{L}{6}\pi D^2$$

破碎后的矿料，由宽度为 a 的排矿口排出，假定这些产品块子都是同样大的直径为 a 的球体，并且 n' 个矿块沿长度密接地排成一列，它们的体积则为：

$$V_2 = n'\,\frac{1}{6}\pi a^3 = \frac{L}{a}\,\frac{1}{6}\pi a^3$$

$$= \frac{L}{6}\pi a^2$$

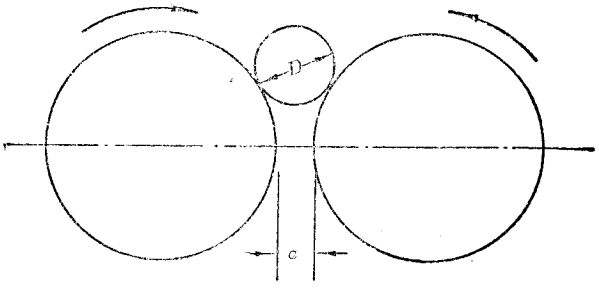

图 2－2－3　对辊机夹碎矿块的情形

因为 V_2 是已经破碎好了的矿料的体积，不再消耗能量，仅只体积为（$V_1 - V_2$）的矿料需要能量去破碎。应用吉尔皮切夫学说，将一排直径为 D 的给矿破碎成直径为 a 的产品所需的功是

$$A = \frac{\sigma^2}{2E}(V_1 - V_2) = \frac{\sigma^2}{2E}\,\frac{L}{6}\pi(D^2 - a^2)$$

对于 $\sigma = 1250$ 公斤/厘米^2 和 $E = 200000$ 公斤/厘米^2 的石灰石，

$$A = 2.05L(D^2 - a^2) \qquad \text{公斤·厘米}$$

例：用雷廷格学说分析球磨机磨细燧石时新表面积产生的速率

公式(2－9)中的系数 K_1 包含着固体的比表面能 γ，它是极为难测的物理量，至今只有少数几种较纯物质的比表面能资料，例如 NaC1 的比表面能为 0.46×10^{-7} 千瓦·时/米^2，石英的为 0.5×10^{-7} 千瓦·时/米^2，金刚石的为$(1\sim2)\times10^{-6}$ 千瓦·时/米^2。因此，要用 K_1 等数据推算功耗的值 A_1 是困难的，使此学说的应用受到限制。通常是用它来定性地分析问题或测定 A_1 及其他数据再求 K_1，但这样也不能算得固体的真实比表面能，因为测定的 A_1 包含着耗于各方面的功。下面的例子说明：因为输入磨机的能量是不变的，磨矿时间越长，所耗的功越多，生成的比表面积也就越大。根据雷廷格学说，破碎所耗的功与新生表面积成正比。在输入磨机的能量不变的情况，磨矿时间应与新生表面积成正比。试验数据证实此理，因为比表面积与磨旷时间的比值几乎为常数。

表 2－2－2

磨矿时间(小时)	比表面积(厘米^2/克)	比表面积/磨矿时间
13.5	5430	404
13.5	5620	362
20	7850	392
22	8350	380
24	8800	367
26	9250	356
28	9550　10250	341，366
30	11050	368
32	11450　11950	358374
34	1270012400	365374

第五节　破碎矿石的新方法简介

如果用能量平衡的观点来研究破碎过程，可以看到，输入的能量耗费在发出声音、发热、产生化学变化，使破碎机的部件磨损，机器传动系统的摩擦损失和使物体产生微裂缝及形成新表面等项。就破碎矿石的目的说，仅最后二项是有用的，其他都属于损失。以往研究者计算球磨机磨细石英的理论效率，如果只考虑新生表面积上的表面能，那么，输入的能量仅 0.06% 是有用的。那些损失虽然难以逐项测定，但仅就磨机钢耗之大来看，可以意识到磨损钢铁的能量消耗是很惊人的。为了提高破碎效率，在改进现有设备的同

时，还研究了破碎矿“石的新方法，如电热照射、液电效应、热力破碎、减压碎矿及利用其他能源的破碎方法等。但是，除了 A. 斯奈德（Snyder）减压碎矿法已完成半工业性的对比试验，在工业上可能很快获得应用外，其他都只是初期研究。

电热照射法的原理是，岩矿在高频及超高频电磁场作用下，易于吸收电磁能的矿物急剧受热，其他矿物仅靠热传导得到热量。受热速度不同使矿物间发生了温度应力，从而原来的强度约降低 1/2 ~ 3/4。美国曾在 4 ~ 7 兆周及 25 千瓦的线圈磁场下进行破碎铁燧岩的试验，苏联曾在 0.5 ~ 50 兆周及 6 ~ 14 千伏的电容片下对花岗岩等作过研究。

在液体内部进行高压和瞬时的脉冲放电，放电区域内产生极高压力，可以将物体破碎，这种效应叫液电效应。此法曾用作大块矿石的破碎试验，在 65 千伏、45 微法拉、25 微亨的放电电路内，破碎花岗岩及石英岩等不合格大块，每立方米的能量消耗约为 0.05 ~ 0.15 千瓦·时。此法也曾作过将 100 × 70 × 50 毫米的页岩、碧玉铁质岩和角岩破碎到 5 毫米以下的试验。

选矿上研究的热力破碎，实际上是热与机械力相结合，用热处理的方法使矿石变弱，然后用机械破碎它，从而提高破碎效果。若干年前，美国矿业局已发现 α - 锂辉石在 1000 ~ 1100℃衰老，变为软而易磨的 β - 锂辉石。矿物学中指出：β - 石英在 573℃变为 α 石英，体积增加 2.4%；α - 石英在 870℃变为 α - 鳞石英，体积增加 12.7%；α - 鳞石英在 1470℃变为 α - 方英石，体积增加 4.7%，体积膨胀就会带来拉应力或剪应力的破坏，因而含石英的岩矿更有利于作热力破碎试验。用石英岩作的试验说明：将试样加热到 600℃，然后水淬冷却或缓冷，试样显著地膨胀，抗张强度降低约一半，球磨产物中的细级别的产率因而大幅度增加。K. 哈顿哈兰等将石英加热到 400、500、600 和 700℃，随即在水中冷却，石英变得易磨，榜德功指数因而降低。用热处理的办法改善可磨性，其他研究者对含石英的或不含石英的矿料都进行过试验。结果证实，因热处理产生热应力，可以改善可磨性，并对经济上的合理性抱有积极的看法。

H. 斯奈德的减压碎矿法所用设备的示意图如（2 - 2 - 4）。

将被破碎的物料放在压力室 2 中，在 5.6 ~ 52.5 大气压下把蒸气或其他可压缩流体由负荷阀 1 引入，然后通过快速阀门操作装置 3 在 15 微秒内将各导管开放。高压下的流体突然减压而膨胀，即携带矿石以近声速或超声速沿导管流动，图中的导管是“双喷枪系统”沿两根导管运动的高速物料流相互碰撞，而后进入位于中间的圆形收集室，在此收集破碎产物。图中表示出，可以将若干对双喷枪装置与一个共同的收集室连接。有些设备采用的是单喷枪装置。由加入矿料和通入高压流体到减压碎矿的全过程，在 15 ~ 30 秒内完成一次循环。目前此种设备的容积已达 6.5 英尺^3（合 184 升），处理能力 57 吨/时，

可处理 2 英寸(5.1 厘米)的物料,不久将试验 90 吨/时的设备。正准备设计 800 吨/时的没备,可处理 6 英寸(15.2 厘米)的物料。

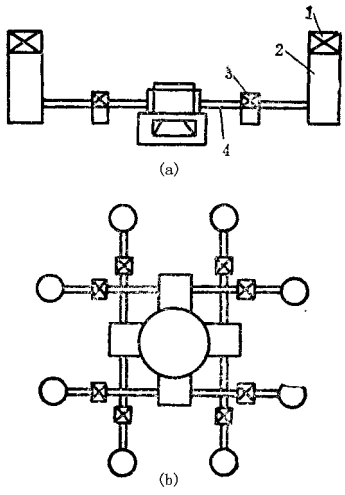

图 2－2－4　斯奈德减压碎矿法所用设备示意图

1—负荷阀;2—压力室;3—快速阀门操作装置;4—喷射导管

当受着高压的气体突然放开时,体积立即膨胀,以声速或超声速运动,造成强大的冲击波,并作用于矿料。冲击波在矿粒内部的晶粒交界处反射,就使晶粒交界受着张应力。高速运动着的流体的动能更有效地传给矿粒,以及矿粒间的高频率碰撞,都有利于破碎。因此,它本质上与 1930 年美国矿业局 R.S. 迪安等人创造的方法不同,后者是用压力将蒸汽压缩凝集在矿石的微裂缝中,蒸汽在突然减压时膨胀,从而将矿石破碎。斯奈德减压碎矿法的特点既然是冲击波在晶粒交界引起的张应力使矿石破碎,所以破碎较为容易,还能在较粗的破碎产物中获得较高的解离度。

用磁铁矿、斑岩铜矿、铜镍矿、铝钒土和石棉等为矿料作的半工业性对比试验指出,由于斯奈德减压碎矿法有张应力沿晶粒交界破碎矿石的特点,故它的产品比球磨的或棒磨的解离度较高,但过粉碎较轻,回收率和精矿品位因此都较高。斯奈德设备的重量轻,检修较易,勿需沉重的基础,占有厂房面积较小,运动部件不多,磨损较少,能量转换中的损失不大,这些优点都使得它的投资费和操作费比较低。按照独星公司所作的经济估算,它可以胜过球磨及棒磨,也有胜过自磨的可能。一切新设备和新工艺过程,都必须经过较长时间和较广范围的生产检验,才能明确它的优点和缺点。斯奈德减压碎矿法虽已表现出上面许多好处,但它的发展和工业上应用的情况,还有待今后进一步研究。

第三章　筛分工艺技术

第一节　筛分分析

一、颗粒的粒度及其表示法

在筛分过程中，被加工的物料均是大小不一及形状各异的碎散物料群。要认识这类物料的粒度特性，必须弄清粒度的概念及粒度分析的方法。

(一)颗粒的粒度及表示法

所谓粒度，就是矿粒大小的量度。一般用毫米或微米为单位度量之。在实践中，通常用矿粒的‘直径’来表示矿粒的粒度。规则矿粒的直径容易表示，球形矿粒的直径就是球的直径，立方形矿粒的直径一般用边长表示。碎散物料是由不规则形状的松散颗粒组成，不规则形状的物料，最简单的方法通常测量出长 a、宽 b、高 c，并用其平均值表示其直径 d，即

$$d = \frac{1}{3}(a + b + c)$$

$$d = \frac{1}{2}(a + b) \tag{3-1}$$

$$d = \sqrt[3]{a \cdot b \cdot c}$$

$$d = \sqrt{a \cdot b}$$

这种测定和计算直径的方法，主要适用测定大块。如调查某设备的入料和排料中的最大粒度，可用此法。

对于细粒，测定其粒度的方法有：(1)以颗粒通过筛面的筛孔尺寸表示物料粒度，(2)以颗粒的某种实际性质，如体积或表面积来表示物料粒度，(3)以颗粒在某些特殊情况下的行为，如在一定条件下的水中沉降状况来表示物料粒度。用这些方法所表示的颗粒大小叫等值直径。由于所规定的特性不同，等值直径有许多种，一些用途比较广的等值直径列于表 2－3－1。显然，对于不规则形状的颗粒所测得的直径取决于所用的测量方法。如用沉降分析，可以测得自由沉降直径 d_f 和斯托克斯直径 d_{st}，用显微镜可以测得投影面积和投影圆等直径，用筛分试验可得到筛分直径。

表 2－3－1　标称直径

名　　称	符　　号	定　　义
	d	球粒直径
筛网直径	d_A	颗粒通过的最小方孔的宽度
表面直径 $(S/\pi)^{1/2}$	d_S	表面积与颗粒相等的球粒的直径（$\sim 1.28 d_A$）*
体积直径 $(6V/\pi)^{1/3}$	d_V	体积与颗粒相等的球粒的直径（$\sim 1.10 d_A$）*
投影面积直径 $(4A_p/\pi)^{1/2}$	d_a	当以垂直于稳定平面的方向观察时，具有与颗粒相等投影面积的球粒的直径（$\sim 1.41 d_A$）*
曳力直径	d_d	在粘度和速度相同的流体中，具有与颗粒相等运动阻力的球粒的直径（Re_P 小时 $\sim d_s$）
自由沉降直径	d_f	在密度和粘度相同的流体中，具有与颗粒相等密度和自由沉降速度的球粒的直径
斯托克斯直径 $= \frac{18V_\infty}{(P_3 - P_1)g}$ $= (d^3/d_d)^{1/2}$	d_{st}	层流区内的自由沉降直径（$Re_P < 0.2$）（$\sim 0.97 d_A$）*
比表面直径 d^3/d_s^2	d_{vs}	其表面积与体积之比与颗粒的表面积与体积之比相同的球粒的直径

* 只表示典型值，实际值取决于颗粒形状。

不同的直径的数值与应用有关，在研究物料的破碎和筛分等问题时，采用筛分直径 d_θ；研究重力选矿及选煤时，有时用到等体积直径 d_v、自由沉降直径 d_f 和斯托克斯直径 d_{st} 等等；因此，在论述颗粒粒度时，应指明所用的等值直径。

以上所述的都是单个颗粒的粒度表示法。对于大批碎散的混合物料，要测量每个颗粒是不可能的，只能通过粒度分析的方法来确定。

(二)粒度分析

粒度分析的方法有多种，在选煤、选矿过程中常用的粒度分析法有如下几种：

1. 筛分分析

利用筛孔大小不同的一套筛子进行粒度分析，用 n 层筛面，就可以分成(n + 1)个级别。通常以矿粒能通过的最小正方形筛孔作为该级别的粒度。如上层筛面上筛孔尺寸为 l_1，相邻的下层筛面上筛孔尺寸为 l_2，则两层筛面之间的这一粒级的物料就可以表示为：$< l_1, > l_2$ 或 $l_1 \sim l_2$。对于大于 0.045mm 以上的物料的粒度组成，一般采用筛分分析。大于 100μm 级用干筛，小于 100μm 级采用湿筛，此方法简单，易于操作，但受颗粒形状的影响较大。

2. 沉积分析

沉积分析是利用不同尺寸的颗粒在水介质中沉降速度差分成若干个粒级，所以此法又称水析法。它测得的是具有相同沉降速度的当量球径，显然它要受到物料密度差的影响。沉积分析适于沉淀 1 ~ 75μm 粒级的粒度组成。

3. 显微镜分析

此法主要用来分析微细物料，可直接测量颗粒的形状和大小。最佳测量范围为 0.5 ~ 20μm。

在工业上，应用最多最广的还是筛分分析的方法。

二、筛分分析

筛分分析一般是在实验室进行，它是以试验为目的进行分析物料粒度组成的一种方法。通常对小于 0.5mm 的细物料进行的试验称筛分分析。对大于 0.5mm 的试验称筛分试验。

(一)筛分试验用的工具

1. 标准筛

标准筛是由一套筛孔尺寸大小按一定比例，筛孔宽度和筛丝直径均按标准加工制造的筛子。筛面通常为编织的正方孔，大一点筛孔有时用冲孔板，极小孔(20 ~ 90μm)可采用电积金属法获得。筛面安装在圆筒形框架上，每个框架间上、下能互相叠合，筛孔自上而下，由大到小排列，每组筛子有上盖和底盘组成套筛。每组套筛中，各个筛子自上而下排列的次序叫筛序。在同一筛序中，相邻筛面上筛孔尺寸的比值通常为一定值，称为该筛序的筛比。有些标准筛有一个作为基准的筛子叫基筛。

国际上常用的标准筛制列于表 2 - 3 - 2。我国使用的标准筛系列与泰勒标准筛相近。泰勒标准筛系列是以网目作标记，即 1in 长度上开的筛孔数目。泰勒筛制的基筛筛孔为 0.075mm，筛丝直径为 0.052mm，丝径加筛孔为 0.127mm，因而每英寸长度上有 200 个筛孔，故称 200 网目为该筛制的基筛。相邻的筛比为$\sqrt{2}$，$\sqrt[4]{2}$为泰勒筛制的附加序列。

表 2－3－2　常见的标准筛制

美国泰勒筛制①			美国国家标准②③		英国国家标准④	国际标准化组织⑤		
筛号	筛孔尺寸(mm)		加拿大			主序列	辅序列	
(网目)	现行标准	旧标准	(网目)	筛孔(mm)	筛孔(mm)	R20/3(mm)	R20(mm)	R40/3(mm)
2.5	8.00	7.925	5/16 英寸	8.00	8.00	8.00	8.00	8.00
3	6.70	6.680	1/4 英寸	6.70	6.70		6.30	6.7
3.5	5.60	5.613	3.5	5.60	5.60	5.6	5.60	5.60
4	4.75	4.699	4	4.75	4.75		4.50	4.75
5	4.00	3.962	5	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00
6	3.35	3.327	6	3.35	3.35		3.35	3.35
7	2.80	2.794	7	2.80	2.80	2.80	2.80	2.80
8	2.36	2.362	8	2.36	2.36		2.24	2.36
9	2.00	1.981	10	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00
10	1.70	1.651	12	1.7	1.70		1.60	1.70
12	1.40	1.397	14	1.4	1.40	1.40	1.40	1.40
14	1.18	1.168	16	1.18	1.18		1.12	1.18
16	1.00	0.991	18	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
20	0.850	0.833	20	0.850	0.850		0.800	0.850
24	0.710	0.701	25	0.710	0.710	0.710	0.710	0.710
28	0.600	0.589	30	0.600	0.600		0.560	0.600
32	0.500	0.495	35	0.500	0.500	0.500	0.500	0.500
35	0.425	0.417	40	0.425	0.425		0.400	0.425
42	0.355	0.351	45	0.355	0.355	0.355	0.355	0.355
48	0.300	0.295	50	0.300	0.300		0.280	0.300
60	0.250	0.246	60	0.250	0.250	0.250	0.250	0.250
65	0.212	0.208	70	0.212	0.212		0.200	0.212
80	0.180	0.175	80	0.180	0.180	0.180	0.180	0.180
100	0.150	0.147	100	0.150	0.150		0.140	0.150
115	0.125	0.124	120	0.125	0.125	0.125	0.125	0.125

美国泰勒筛制①			美国国家标准②③ 加拿大		英国国家标准④	国际标准化组织⑤		
筛号	筛孔尺寸(mm)				筛孔	主序列	辅序列	
(网目)	现行标准	旧标准	(网目)	筛孔(mm)	(mm)	R20/3(mm)	R20(mm)	R40/3(mm)
150	0.106	0.104	140	0.106	0.106		0.100	0.106
170	0.090	0.088	170	0.090	0.090	0.090	0.090	0.090
200	0.075	0.074	200	0.075	0.075		0.71	0.075
250	0.063	0.063	230	0.063	0.063	0.063	0.063	0.063
270	0.053	0.053	270	0.053	0.053		0.050	0.053
325	0.045	0.044	325	0.045	0.045	0.045	0.045	0.045
400	0.033	0.037	400	0.038			0.036	0.038

注 这些筛网符合国际标准化组织(ISO)推荐的国际标准。其中国际标准化系列 0.045 以下及 8.00mm 以上均未列出，R20 辅系列及 R40/3 辅系列的最细部分及 8.00mm 以上也未列出。以上列出的是为这几种筛子作对比。

①—泰勒标准筛制的筛序。

②—美国筛序—ASTM(美国材料试验标准)，规范 E—11—1970(77)。

③—加拿大标准筛序。

④—英国国家标准 BS410—1976。

⑤—国际标准 IS0565—1972。

由于各国有各国的标准筛，不便于国际交流。因此，国际标准化组织综合归纳了国际上重要的几种标准筛制提出一个折衷方案协调并存的筛制。提出以筛孔边长 1mm 为基筛，主序列筛比为 $R_{20/3}=(\sqrt[20]{10})^3=1.4$，辅助序列分别为：$R_{20}=\sqrt[20]{10}=1.12$ 或 $R_{40/3}=(\sqrt[40]{10})^3=1.19\approx\sqrt[4]{2}$。此方案为各国所接受。其中辅助系列$\sqrt[4]{2}$与美国、加拿大、英国国家标准筛制相同。这就使各国标准日趋统一。

2. 非标准筛

当筛分较粗(>0.5mm)的物料时，可采用编织的非标准筛，筛孔一般为：150、100、80、50、25、13、6、3、1、0.5mm 等。根据需要还可以增加或减少某一(或某些)筛孔尺寸。

(二)筛分试验的试样

筛分试验是测定物料的粒度组成，并根据试验目的需要对各粒级的成分进行某些项目(如煤炭的灰分、硫分、水分、挥发分、发热量等)的测定。

筛分试验用的试样必须具有代表性。因此，试样的采取必须按照国家标准或行业标准的规定进行。

筛分试验所需煤样的质量与物料粒度大小有关。通常筛分试验所需最小代表性试验量可按下列数值选取：

最大块度(mm)：0.1　0.3　0.5　1　3　5　10　20

试样最小量(kg)：0.025　0.05　0.1　0.2　0.5　2　5　20

煤炭筛分试验煤样质量应按国标 GB 477—87 执行，小于 0.5mm 的煤粉筛分按部标 MT58—81 执行。筛分试验试样量的多少不仅与粒度有关还与其用途有关。根据不同目的筛分煤样可参考以下数值确定：

(1)设计用煤样不少于 10t。

(2)矿井生产用煤样不少于 5t。

(3)选煤厂入选原煤及其产品煤样按入选粒度上限确定：300mm 不少于 4t；100mm 不少于 2t；50mm 不少于 1t。

(4)13～0mm 级煤样可缩分到不少于 100kg，其中 3～0mm 煤样缩分到不少于 20kg。

(5)小于 0.5mm 煤样质量不得少于 200g。

(6)煤炭筛分试验用煤样必须是在空气干燥状态下采取的试样。

(三)筛分试验的方法

筛分试验的方法也与粒度有关。一般 6mm 以下的物料可采用标准套筛，6mm 以上(煤炭 0.5mm 以上)采用非标准筛。

大于 0.5mm 筛分实验，应按国标或行业标准的规定进行，将试样顺序通过筛孔为 100mm、50mm、25mm、13mm、6mm、3mm 和 0.5mm 的筛子。如果试样中大粒度含量少，可先用 13mm 或 23mm 筛孔的筛子筛分，然后对其筛上物和筛下物，分别从大筛孔向小筛孔逐级进行筛分。但要注意，舍弃的试样要过称，记录其质量，以便缩分后，供各粒级试样占总样的产率作换算之用。

煤炭进行筛分试验时，大于 50mm 的粒级，要手选出煤，夹矸煤、矸石和硫化铁 4 种产物。然后分别测定各粒级的质量，再按照 GB 474—83 的规定，分别从各粒级和各产物中抽取化验用煤样。所需煤样量应符合表 2－3－3 的规定。

表 2－3－3　制备各粒级化验用试样量

最大粒度(mm)	最小质量(kg)
>100	150
100	100
50	30
25	15
13	7.5
6	4
3	2
0.5	1

小于 6mm(煤炭小于 0.5mm)级物料的筛分试验可以采用标准套筛。此时又可分干筛和干湿联合筛分。试样易泥化或要求不严时,采用干法筛分。当物料粘结较严重及要求严格时,应采用干湿联合筛分。干法筛分,先将套筛按筛孔由大到小的次序排列好,套上筛底,把试样倒入顶层筛子内,盖上筛盖。把套筛置于振筛机上,开动机器,每隔 5 ~ 10min 停机,依次将每层筛子取下,用手筛在搪瓷盘或胶布上作检查筛分,如果手筛 1min,筛下物质量不超过筛上物质量的 1%,即为筛净。否则,重新在振筛机上,继续筛分,直至筛净。

干湿联合筛分,先用试验中最细的筛孔,(如 0.045mm)在水里进行湿筛,待细粒筛净后,再将筛上、筛下物分别烘烤(煤样在不超过 75℃恒温箱内烘烤)烘干后,筛上物再放入套筛的顶层筛中进行干法筛分。最底层细筛的筛下物仍并入洗出的筛下物中合并计算。筛分结束后,逐级称量,各粒级质量之和与筛分前原试样总量之差不得超过原试样量的 1%,否则应重做。

煤炭小筛分时,还须把各粒级产物缩制成化验用煤样,测定其灰分。

(四)试验结果及数据整理

筛分试验结果应填入实验报告,通常采用表格的形式,煤炭筛分试验报告见表 2 – 3 – 4。

表 2 – 3 – 4　筛分试验报告表

生产煤样编号：
筛分试验编号：　　试验日期：　　年　月　日

筛分总样化验结果：　　矿务局　　矿　　层　　工作面　　采样说明：

化验项目 / 煤样	M_{ad} (%)	A_d (%)	V_{daf} (%)	$S_{t,d}$ (%)	$Q_{gr,d}$ (MJ/kg)	胶质层		粘结性指数
						X(mm)	Y(mm)	
毛煤	5.56	19.50	37.73	0.64	25.686			
浮煤(< 1.4)	5.48	10.73	37.28	0.62		71		

筛分前煤样总重：19459.5kg　最大粒度：730 × 380 × 220mm

粒级 (mm)	产物名称		产率			品质			$Q_{gr,d}$ (MJ/kg)
			重量(kg)	占全样(%)	筛上累计(%)	M_{ad}(%)	A_d(%)	$S_{t,d}$(%)	
> 100	手选	煤	2616.5	13.479		3.57	11.41	1.10	28.680
		夹矸煤	102.6	0.528		2.86	31.21	1.43	20.871
		矸　石	162.9	0.839		0.85	80.93	0.11	
		硫铁矿							
		小　计	2882.0	14.846	14.846	3.39	16.04	1.06	
100 ~ 50	手选	煤	2870.4	14.787		4.08	13.72	0.78	28.119
		夹矸煤	80.6	0.415		3.09	34.47	0.95	19.674
		矸　石	348.7	1.796		0.92	80.81	0.13	
		硫铁矿							
		小　计	3299.7	16.998	31.844	3.72	21.32	0.72	

化验项目 / 煤样		M_{ad} (%)	A_d (%)	V_{daf} (%)	$S_{t,d}$ (%)	$Q_{gr,d}$ (MJ/kg)	胶质层		粘结性指数
							X(mm)	Y(mm)	
	>50 合计	6181.7	31.844	31.844	3.57	18.86	0.88		
50~25	煤	2467.1	12.709	44.553	3.73	24.08	0.54	23.781	
25~13	煤	3556.7	18.322	62.875	2.56	22.42	0.61	24.133	
13~6	煤	2624.2	13.518	76.393	2.40	23.85	0.55	23.484	
6~3	煤	2399.4	12.360	88.753	4.04	19.51	0.74	24.803	
3~0.5	煤	1320.5	6.803	95.556	2.94	16.74	0.74	26.289	
0.5~0	煤	862.6	4.444	100.000	2.98	17.82	0.89	25.447	
50~0 合计		13230.5	68.156		3.08	21.62	0.64		
毛煤总计		19412.2	100.00		3.24	20.74	0.72		
原煤总计(除去大于50mm级矸石和硫铁矿)		18900.6	97.365		3.30	19.11	0.74		

表 2-3-4 中筛上累计(又叫正累积)表示大于某一筛孔的各粒级产率之和,也就是大于某一筛孔的物料占总物料量的百分数。同理还有筛下累积(又称负累积),它是小于某一筛孔的各粒级产率之和。

对于小于 6mm(或小于 0.5mm)级的小筛分试验报告见表 2-3-5。

表 2-3-5　煤粉筛分试验报告表

煤样名称：原煤　　煤样粒度：0~0.5mm　　煤样量：500g

试验编号：　　采煤地点：　　煤样灰分：25.49%

试验日期

粒度 (mm)	质量 (g)	产率 (%)	灰分 (%)	累计(%)	
				产率	灰分
>0.500					
0.500~0.250	107.55	21.51	24.00	21.51	24.00
0.250~0.125	106.50	21.30	25.03	42.81	24.51
0.125~0.075	43.60	8.72	25.95	51.53	24.76
0.075~0.045	38.10	7.62	25.90	59.15	24.90
<0.045	204.25	40.85	26.34	100.00	25.49
合计	500.00	100.00	25.49		

试验负责人：　　核对：　　计算：

三、粒度特性曲线和粒度特性方程

表示碎散物料的粒度组成,除了用表格形式表示外,还可以用图形或曲线表示。而

且由曲线表示比表格更清楚。因曲线为连续的，所以可求出任意级别的产率。通常，以横坐标表示颗粒的粒度，纵坐标表示物料中各粒级（或累积）产率。这种按筛分试验结果绘制的粒度分布曲线，叫粒度特性曲线。

1. 累积粒度特性曲线

若以纵坐标列出的是正累积产率，横坐标表示颗粒的粒度，则可得到正累积粒度特性曲线。同理，横坐标不变，纵坐标列出的是负累积（又称筛下累积）产率，则可得到负累积粒度特性曲线。表 2－3－6 为某筛分试验结果，图 2－3－1 为累积粒度特性曲线。由图 2－3－1 可见，正负累积粒度特性曲线是对称的，而且相交于产率为 50% 处。

表 2－3－6　筛分分析结果

粒　级 (mm)	质　量 (kg)	产　率		
		重　量 (%)	筛上正累积产率 (%)	筛下负累积产率 (%)
16～12	2.25	15	15	100
12～8	3.00	20	35	85
8～4	4.50	30	65	65
4～2	2.25	15	80	35
2～0	3.00	20	100	20
共　计	15.00	100	—	—

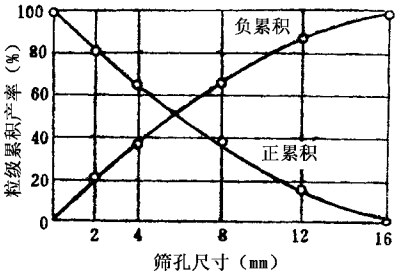

图 2－3－1　累积粒度特性曲线

累积粒度特性曲线的优点是绘制简便，缺点是在细粒级一端刻度太窄小，因此，曲线细粒级一端误差较大。

2. 半对数粒度特性曲线

若横坐标以各粒级尺寸的对数值标刻度，纵坐标表示累级产率，如图 2－3－2 所示，所得图形称半对数累积粒度特性曲线。此曲线可以克服细粒级部分狭窄的缺点，但粗级部分又压缩得较大。

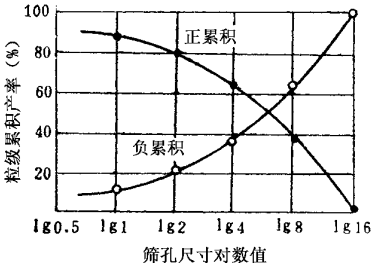

图 2－3－2　半对数累积粒度特性曲线

3. 全对数粒度特性曲线

纵坐标与横坐标均采用对数表示(如图 2－3－3)称全对数累积粒度特性曲线。采用全对数法,大部分曲线可以直线化,从而可求出粒度分布的方程式。这种方法有利于研究碎散物料的分布规律。

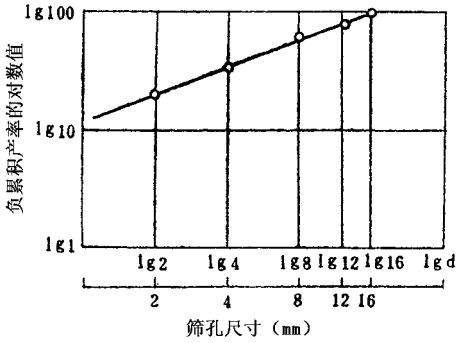

图 2－3－3　全对数累积粒度特性曲线

4. 粒度特性方程

数学方程式亦可用来描述粒度的分布,虽然这些方程式都是经验关系式,但也能在不同程度上表示出碎散物料的粒度分布。

在选矿领域内,常用来描述碎矿、磨矿产品的粒度特性的方程有下面两种：

(1) A·M·高登－C·E·安德列耶夫－R·舒曼粒度特性方程式。

(2) R·罗逊－E·拉姆勒粒度特性方程式。

(3)是三位学者分别提出了粒度特性方程式,他们是应用全对数坐标绘制筛分分析曲线 得到的一种经验公式。此公式可写为：

$$y = 100\left(\frac{x}{k}\right)^{a} = 100\left(\frac{x}{x_{最大}}\right)^{a} \qquad (3-2)$$

式中　y——筛下产物的负累积产率(%)；

k——粒度模数,即理论上最大粒度($x_{最大}$),当筛孔宽(x)与它相等时,全部物料皆进入筛下,$y = 100\%$；

a——与物料性质有关的参数，破碎产物的 a 值常介于 $0.7 \sim 1.0$ 之间。

颚式破碎机和圆锥破碎机破碎的产物粒度特性从排料宽度到 0 范围内的粒级，基本上近似地与公式(3－2)相符。

1934 年罗逊－拉姆勒用统计方法整理碎矿机和磨矿机的产品时得出方程(3－3)。此方程的数学表达式为：

$$R = 100e^{-bx^n} \tag{3-3}$$

式中　R——大于 x 粒级的累积产率(%)；

x——矿粒直径或筛孔宽；

b——与产物细度有关的参数；

n——与物料性质有关的参数。

参数 b 及 n 可用图解法求得，即将方程式(3－3)连续取两次对数即：

$$\lg\left(\lg\frac{100}{12}\right) = n\lg x + \lg(b\lg e)$$

以 $\lg(\lg\frac{100}{12})$ 为纵坐标，以 $\lg x$ 为横坐标，即可得到一条直线，参数 n 及 b 均可下式求得：(选定两个已知点 x_1, R_1；x_2, R_2 即可求解)

$$n = \frac{\lg\left(\lg\frac{100}{R_1}\right) - \lg\left(\lg\frac{100}{R_2}\right)}{\lg x_1 - \lg x_2}$$

$$b = \frac{\lg\frac{100}{R_1}}{x^n \lg e}$$

由公式(3－3)可以看出，只有当物料粒度无限大($x = \infty$ 时)，级别产率 R 才为零，显然这不符合实际情况，因此，为了确定物料的最大粒度，可以先取得较小的 R 值(例如 $R = 0.1\%$)，然后把相应于该 R 值的粒度作为物料的最大粒度。这在实践中是可行的。

如果令 $b = \frac{1}{x_e^n}$，则公式(3－3)可以写成：

$$R = 100e^{(-\frac{x}{x_e})^n}$$

当 $x = x_e$ 时，对数坐标图上对应于 $R = 36.8\%$ 的粒度即为 x_e，在罗逊－拉姆勒粒度特性方程中称 x_e 为“绝对粒度常数”。

罗逊－拉姆勒粒度特性方程式适用于破碎的煤，细碎的矿石和磨碎的矿料及水泥等。

粒度特性方程式在科学研究中一般用它求颗粒数。求平均粒度计算表面积和功耗等等。

第二节　筛分过程

一、筛分的基本原理

将颗粒大小不同的碎散物料群，多次通过均匀布孔的单层或多层筛面，分成若干不同级别的过程称为筛分。理论上大于筛孔的颗粒留在筛面上，称为该筛面的筛上物，小于筛孔（最小有二维小于筛孔尺寸）的颗粒透过筛孔，称为该筛面的筛下物。

碎散物料的筛分过程，可以看作由两个阶段组成：一是小于筛孔尺寸的细颗粒通过粗颗粒所组成的物料层到达筛面；二是细颗粒透过筛孔。要想完成上述两个过程，必须具备最基本的条件，就是物料和筛面之间要存在着相对运动。为此，筛箱应具有适当的运动特性，一方面使筛面上的物料层成松散状态；另一方面，使堵在筛孔上的粗颗粒闪开，保持细粒透筛之路畅通。

实际的筛分过程是：大量粒度大小不同，粗细混杂的碎散物料进入筛面后，只有一部分颗粒与筛面接触，而在接触筛面的这部分物料中，不全是小于筛孔的细粒，大部分小于筛孔尺寸的颗粒，分布在整个料层的各处。由于筛箱的运动，筛面上料层被松散，使大颗粒本来就存在的较大的间隙被进一步扩大，小颗粒乘机穿过间隙，转移到下层。由于小颗粒间隙小，大颗粒不能穿过，因此，大颗粒在运动中，位置不断升高。于是原来杂乱无章排列的颗粒群发生了析离，即按颗粒大小进行了分层，形成小颗粒在下，粗粒居上的排列规则。到达筛面的细颗粒，小于筛孔者透筛，最终实现了粗、细粒分离，完成筛分过程。然而，充分的分离是没有的，在筛分时，一般都有一部分筛下物留在筛上物中。

细粒透筛时，虽然颗粒都小于筛孔，但它们透筛的难易程度不同经验得知，和筛孔相比，颗粒越小，透筛越易，和筛孔尺寸相近的颗粒，透筛就较难，透过筛面下层的大颗粒间隙就更难。

二、筛分效果的评定

评定筛分设备在作业过程中的效果，常采用两个指标：处理能力和筛分效率。处理能力是反映产品的数量指标，而筛分效率反映筛分过程进行的完全程度，是反映产品质量的指标。只有在保证质的前提下，量才有意义；因此，处理能力和筛分效率是反映筛分机性能好坏的主要指标。

评定筛分效果的方法很多，而各国均有各自的评定标准。归纳起来，主要有两种：一是采用筛分效率，另一个是采用可能偏差。前者应用较为简便，故应用极广。后者应用较繁杂，通常在近似筛分中才应用。

筛分的目的是利用筛孔尺寸进行粒级分离。理想的情况是比筛孔尺寸小的颗粒，全部进入筛下物中，比筛孔尺寸大者，均留在筛面上，成为筛上物排出。但实际生产过程中，受到诸因素的影响，总有一些细粒留在筛面上，不能进入筛下。然而，因采用筛分方法的不同，如采用大筛孔按小粒度分离的近似筛分法，或是在生产中筛网破损等原因，也有大于分离粒度的颗粒误入筛下；因此计算筛分效率应该考虑到这些因素的影响。

我国使用过的和目前正在应用的计算方法有两种：量效率公式和总效率公式。

(一)量效率公式

在量效率公式中，筛分效率就是指实际进入筛下产物的质量与入料中真正所含筛下物的质量之比值(图 2－3－4)，用百分数来表示。

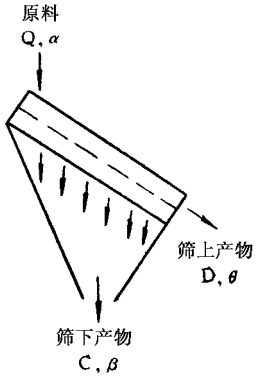

图 2－3－4　筛分效率计算图

$$\eta_{量} = \frac{C}{Q \cdot \frac{\alpha}{100}} \times 100\% = \frac{C}{Q \cdot \alpha} \times 10^4\% \qquad (3-4)$$

式中　$\eta_{量}$——筛分效率(%)；

C——筛下产品的数量(t)；

Q——筛分机入料量(t)；

α——入料中小于筛孔粒级的含量(%)。

在实际生产中，由于作业是连续的，准确计量入料及筛下产品的质量比较困难。然而，用筛分试验的方法，分别测定入料、筛上物中小于筛孔粒级的百分含量较容易。因此公式(3－4)中 C/Q 项可以由数量平衡关系求得，即：

$$\begin{cases} Q = C + D & (3-5) \\ Q \cdot \dfrac{\alpha}{100} = C + \dfrac{D \cdot \theta}{100} & (3-6) \end{cases}$$

由式(3－5)得：$D = Q - C$，代入式(3－6)，经整理得：

$$C/Q = \frac{\alpha - \theta}{100 - \theta}$$

代入公式(3－4)

$$\eta_{量} = \frac{C}{Q \cdot \alpha} \times 10^4\% = \frac{\alpha - \theta}{\alpha(100 - \theta)} \times 10^4\% \qquad (3-7)$$

式中　θ——筛上物中小于筛孔尺寸的细粒级百分含量(%)；

D——筛上物的数量(t)。

α、θ 可分别从入料和筛上物中采取具有代表性的试样进行筛分试验测得。

由公式(3－4)可见，量效率公式计算时把筛下物看作 100% 是小于筛孔的物料。实际生产中也不尽然，随着筛分技术发展，概率筛、等厚筛、弛张筛等，其筛孔尺寸比要求的分级粒度大 1.1～2.0 倍，甚至大更多倍，有时一层筛面，采用变筛孔，因此，筛下物中，不可避免地存在‘超粒’物料，在此情况下，量效率公式就不适应了。

(二)总效率公式

总效率公式是美国学者 R·T·汉考克于 1918 年提出的。后来卢依肯和金氏提出了相同的公式所以称之谓汉考克－卢依肯效率公式，其公式的物理意义是：

筛分总效率 η_s = 目的物的回收率 η_1 － 非目的物的混杂率 η_2　　(3－8)

目的物回收率　　$\eta_1 = \dfrac{C \cdot \beta}{Q \cdot \alpha} \times 100\%$

非目的物混杂率　　$\eta_2 = \dfrac{C(100 - \beta)}{Q(100 - \alpha)} \times 100\%$

$$\eta_s = \eta_1 - \eta_2 = \frac{C \cdot \beta}{Q \cdot \alpha} \times 100\% - \frac{C - (100 - \beta)}{Q \cdot (100 - \alpha)} \times 100\%$$

同样，用产品平衡关系可得：

$$\frac{C}{Q} = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta}$$

代入上式得：

$$\eta_s = \frac{(\alpha - \theta)(\beta - \alpha)100}{\alpha(\beta - \theta)(100 - \alpha)} \times 100\% \qquad (3-9)$$

式中　η_s——总筛分效率(%)；

α——入料中小于规定粒度的细粒含量(%)；

β——筛下物中小于规定粒度的细粒含量(%)；

θ——筛上物中小于规定粒度的细粒含量(%)。

由公式(3－8)可知，总效率的意义是从该产品中应该回收的效率值中，扣去不应该回收的粗粒物料的损失率。它不仅反映了应该透筛的细颗粒留在筛上产品中，也考虑了粗粒透筛的损失。

量效率公式与总效率公式有所不同，但并无实质性差别，当筛下物中超粒量少时，$\beta \approx 100\%$，量效率公式即为总效率公式的一个特例。

总效率 η_s 是反映筛分过程的综合指标。它只能说明筛分作业总的效果。为了具体分析各产品的质量，并根据对筛分产品的要求能评价筛分作业。1979 年煤炭工业部对煤炭筛分作了部颁标准。规定以总效率公式作为评定筛分效果的综合指标，并以限下率和限上率为辅助评定指标，用以综合评定筛分设备的工艺效果。

限下率：筛上产品中小于规定粒度部分的质量百分率。限下率按煤炭工业部标准 MT_1－82《商品煤含矸率和限下率测定方法》确定。

限上率：筛下产品中大于规定粒度部分的质量百分率。可按下式计算：

$$\text{限上率} = \frac{B}{G} \times 100\% \qquad (3-10)$$

式中　G——筛下物中所取煤样的质量(kg)；

B——煤样中大于规定粒度的质量(kg)。

(三)双层筛筛分效率的计算

单层筛面计算筛分效率时，只要求对筛分机入料，筛上物和筛下物分别按规定采取煤样，作筛分试验，找出小于规定粒度的细粒含量 α、β 和 θ，代入公式(3－9)即可求得总筛分效率。然而，对于双层筛面，采样只能采得第一层筛面的入料、第一、二层筛面的筛上物和第二层筛面的筛下物。不能得到第二层筛面的入料样(即第一层筛面的筛下物)，因此，就无法直接用公式(3－9)计算筛分效率；但可以用最小二乘法计算出第二层筛面入料的各粒级数量。

具体步骤如下：

(1)分别采取双层筛各种煤样：入料、第一层筛面的筛上物、第二层筛面筛上物及筛下物，并进行筛分试验。填写筛分试验报告表，如表 2－3－7。

(2)根据应用条件确定双层分级筛的分级粒度，本例中第一层筛面的分级粒度：$d_{f_1} = 25\text{mm}$，第二层筛面的分级粒度为：$d_{f_2} = 6\text{mm}$。

表 2－3－7　双层分级筛检查筛分资料

粒　级 (mm)	入　料	筛上物(1) $l_1=25$	筛上物(2) $l_2=6$	筛下物
>50	9.56	55.73	—	—
50～25	6.05	29.31	7.25	—
25～13	9.73	8.09	22.25	0.11
13～6	17.85	3.93	57.45	9.29
6～3	16.00	1.50	10.97	29.90
3～0	40.81	1.44	2.08	60.70
计	100.00	100.00	100.00	100.00

(3)根据表 2－3－7 中入料友各产物粒度组成,按最小二乘法(又称格氏法)求出各产品的产率。计算公式如下：

第一层筛面的筛上物产率公式 γ_1：

$$\gamma_1=\frac{\sum[(l_1-X)\cdot(R-X)]\cdot\sum[(l_2-X)^2-\sum[(l_1-X)\cdot(l_2-X)]\cdot\sum[(l_2-X)\cdot(R-X)]}{\sum[(l_1-X)^2\cdot\sum[(l_2-X)^2-\{\sum[(l_1-X)\cdot(l_2-X)]\}^2}\times100\%$$

第二层筛面的筛上物产率公式 γ_2：

$$\gamma_2=\frac{\sum[(l_2-X)\cdot(R-X)]\cdot\sum[(l_1-X)^2-\sum[(l_1-X)\cdot(l_2-X)]\cdot\sum[(l_1-X)\cdot(R-X)]}{\sum[(l_1-X)^2\cdot\sum[(l_2-X)^2-\{\sum[(l_1-X)\cdot(l_2-X)]\}^2}\times100\% \tag{3-11}$$

第二层筛筛下物的产率 γ_3：

$$\gamma_3=100\%-\gamma_1-\gamma_2$$

计算过程列于表 3－2－8 中,然后用公式(3－11)计算产率：

$$\gamma_1=\frac{2314.46\times6656.77-4142.45\times2098.18\times100\%}{8375.55\times6656.77-(4142.45)^2}$$

$$=17.40\%$$

$$\gamma_2=\frac{2098.18\times8375.55-4142.45\times2314.46}{8375.55\times6656.77-(4142.45)^2}\times100\%$$

$$=20.69\%$$

$$\gamma_3=100\%-17.40\%-20.69\%=61.91\%$$

(4)计算第二层筛面入料的粒度组成：由公式(3－11)计算所得产率是以上层筛面入料为总样。因此,第二层筛面的入料即为下层筛的筛上产率(γ_2)与筛下产率(γ_3)之和,

因此用 γ_2、γ_3 分别与表 2－3－9 中的第 4、5 栏相乘，即可求得第二层筛面的各产物占总入料（上层筛入料总样）的粒度组成。并把计算结果列于表（2－3－9）中第 6、7 栏各粒级分别相加填入第 3 栏，即为下层筛的入料。

表 2－3－8　产率计算表

粒度（mm）	入料 R	筛上物（1） $l_1=25$	筛上物（2） $l_2=6$	筛下物 X	$R-X$	l_1-X	l_2-X	$(l_1-X)^2$	$(l_2-X)^2$	$(l_1-X)\cdot(R-X)$	$(l_1-X)\cdot(l_2-X)$	$(R-X)\cdot(l_2-X)$
+50	9.56	55.73	—	—	9.56	55.73		3105.8		532.78		—
50～25	6.05	29.31	7.25	—	6.05	29.31	7.25	859.08	52.59	177.33	212.5	43.86
25～13	9.73	8.09	22.25	0.11	9.62	7.98	22.14	63.68	490.18	76.77	176.68	212.99
13～6	17.85	3.93	57.45	9.29	8.56	－5.36	48.16	28.73	2319.39	－45.88	－258.14	412.25
6～3	16.00	1.50	10.97	29.90	－13.9	－28.40	－18.93	806.56	358.34	394.76	537.6	263.13
3～0	40.81	1.44	2.08	60.70	－19.89	－59.26	－58.62	3511.7	3436.3	1178.7	3473.81	165.95
计	100.00	100.00	100.00	100.00	—	—	—	8375.55	6656.77	2314.46	4142.45	2098.18

表 2－3－9　双层筛的入料及各产品粒度组成

粒级（mm）	入料 k	筛上物（1） $l_1=25$mm	下层筛（2） $l=6$mm				下层筛入料	
			筛上物占本级	筛下物占本级	筛上物占总入料	筛下物占总入料	占总入料	占本级
1	2	3	4	5	6	7	8	9
+50	9.56	55.73	—	—	—	—	—	—
50～25	6.05	29.31	7.25	—	1.50	—	1.50	1.82
25～13	9.73	8.09	22.25	0.11	4.61	0.07	4.68	5.67
13～6	17.85	3.93	57.45	9.29	11.89	5.75	17.64	21.35
6～3	16.00	1.50	10.97	29.90	2.26	18.51	20.77	25.15
3～0	40.81	1.44	2.08	60.70	0.43	37.58	38.01	46.01
计	100.00	100.00	100.00	100.00	20.69	61.91	82.60	100.00

（5）计算双层筛的筛分效率 根据表 2－3－9 第 2、3、4、5、9 栏求得：

第一层筛面入料中细粒含量 $\alpha_1=84.39\%$；

第一层筛面筛上物细粒含量 $\theta_1=14.96\%$；

第一层筛面筛下物细粒含量 $\beta_1=98.18\%$；

第二层筛面入料中的细粒含量 $\alpha_2=71.16\%$；

第二层筛面筛上物细粒含量 $\theta_2=13.05\%$；

第二层筛面筛下物细粒含量 $\beta_2=90.60\%$。

第一层筛面筛分效率 η_{s1}：

$$\eta_{s1} = \frac{(\alpha - \theta)(\beta - \alpha)100}{\alpha(\beta - \theta)(100 - \alpha)} \cdot 100\%$$

$$= \frac{(84.39 - 14.96)(98.18 - 84.39)100}{84.39(98.18 - 14.96)(100 - 84.39)} \cdot 100\%$$

$$= 87.34\%$$

第二层筛面的筛分效率 η_{s2} **：**

$$\eta_{s2} = \frac{(71.16 - 13.05)(90.60 - 71.16)100}{71.16(90.60 - 13.05)(100 - 71.16)} \cdot 100\%$$

$$= 70.98\%$$

限下率及限上率可直接写出；

上层筛面的限下率：$\theta = 14.96\%$

上层筛面的限上率：$100 - \beta_1 = 100 - 98.18 = 1.82\%$

下层筛面的限下率：$\theta_2 = 13.05\%$

下层筛面的限上率：$100 - \beta_2 = 100 - 90.60 = 9.40\%$

最后可将计算结果填入筛分设备工艺效果的试验报告表 2 - 3 - 10。

表 2 - 3 - 10　**双层筛工艺效果试验报告表**

类　别	规定粒度 d_f(mm)	细粒含量			筛分效率 η_s	限上率 (%)	限下率 (%)
		入料 α (%)	筛上物 θ (%)	筛下物 β (%)			
第一层筛	25	84.39	14.96	98.18	87.34	1.82	14.96
第二层筛	6	71.16	13.05	90.60	70.90	9.40	13.05

三、影响筛分过程的因素

在实际筛分过程中，小于筛孔的颗粒要进入筛下，受许多因素的影响。归纳起来可分成三个方面：物料性质、筛分设备的性能及对筛分机的操作管理。

(一)物料性质

对筛分过程产生影响的物料性质主要包括：颗粒和筛孔的相对尺寸，物料的水分、含泥量等。

1. 颗粒与筛孔的相对尺寸

只有当颗粒小于筛孔时，经过多次反复与筛孔接触比较。才有透筛的机会。颗粒透筛的概率主要取决于：颗粒横截面在筛子平面上的投影与筛孔面积之比。由筛分理论和实践证明：粒度小于筛孔尺寸 3/4 的颗粒，称为“易筛粒”。粒度大于筛孔尺寸 3/4 的颗粒，称为“难筛粒”。颗粒的直径越接近筛孔尺寸。其透筛的困难就越大。对直径

超过筛孔尺寸的 1.5 倍的粗粒在筛面上形成的物料层，对易筛粒和难筛粒自上而下向筛面转移的影响并不大。直径大于筛孔但又小于筛孔尺寸的 1.5 倍的粗粒，在筛分过程中，遮盖筛面，堵塞筛孔，阻碍颗粒向筛面移动，对这一粒径的颗粒，通常称之为“阻碍粒”。

原料中，难筛粒、阻碍粒含量越高，筛分速率就越低。

2. 水分

物料所含水分可分两种：一是内在水分存在于物料的孔隙中；二是外在水分，物料表面上所附的水分，如水采原煤、井下灭尘喷淋水，露天堆放时淋的雨水等。外在水分含量与物料的表面积成正比。细粒物料由于比表面积大，细粒含外在水分偏高。内在水分对筛分过程没有影响，外在水分对筛分过程影响较大。

外在水分对筛分过程的影响，从以下的试验可以证明：原苏联学者用常规振动筛、按筛孔为 6、13、25mm 进行原煤干法分级试验，原煤水分与筛分效率的关系如图 2－3－5 所示，当原煤水分从 4%增至 6%时，筛分效率降低得不明显，约降低 3%～5%；当水分超过 6%时，筛分效率急剧下降：水分从 6%增至 8.5%时，筛分效率平均降低 20%左右，此时，按 6mm 分级的筛分效率只达到 40%。

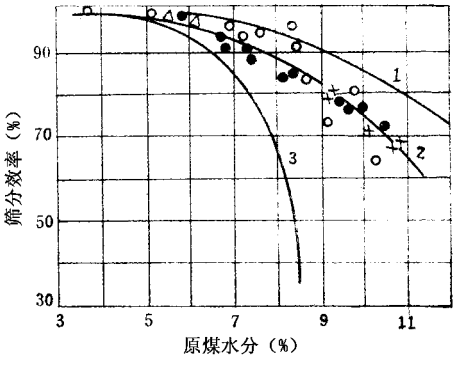

图 2－3－5　原煤水分与筛分效率的关系

1—25×25mm 筛孔；2—13×13mm 筛孔；3—6×6mm 筛孔

原煤水分与处理量的关系如图 2－3－6 所示，水分超过 6%时，单位面积处理能力明显下降。

据原苏联学者统计研究：振动筛的工作状态不变，筛分效率保持 90%～95%不变时，原煤水分从 5.5%起，每增加 1%，则筛分机处理量对 6×6、10×10、13×13、25×25mm 的筛孔分别降低 25%、12%、10%和 5%。

由试验研究及实践可得如下结论：水分在一定范围内，水分增加，筛分效率急剧降

低，这是由于物料表面带水后，颗粒间因胶结或表面张力作用而相互粘结成团，或者细粒粘在大颗粒表面，或者糊在筛丝上，把筛孔堵死。

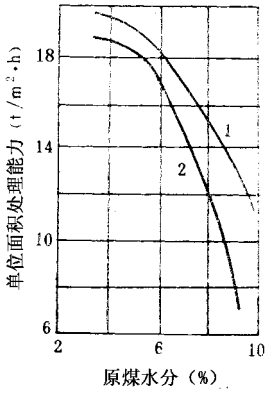

图 2－3－6　原煤水分与单位面积处理能力的关系

1—筛分效率为 85%；2—筛分效率为 95%

影响筛分过程的水分范围视物料性质而异，如粘土，肥料和化工产品允许水分极低，那怕只含 1%的水分就有严重影响。煤炭干法筛分时，水分低于 4%时，影响较小，一般水分在 6%～13%范围内，筛分效率下降得最明显。物料间粘性愈高，筛分愈困难。当然不同煤种视孔隙度不同，情况也不一样。水分超过一定值后，颗粒活性又增加水分又促进颗粒透筛，筛分效率反而又回升（图 2－3－7）。

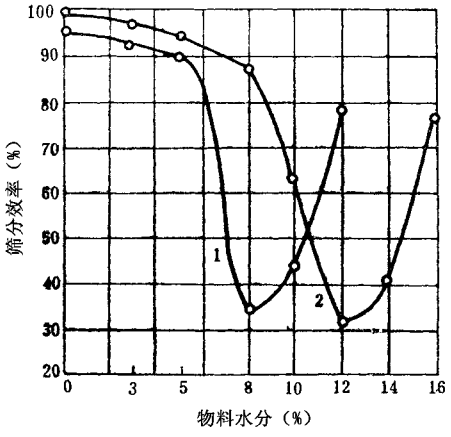

图 2－3－7　物料水分对筛分效率的影响

1—吸湿性弱的物料；2—吸湿性强的物料

物料的水分对不同筛孔尺寸影响程度不同。由图 2－3－5 可见，水分均为 8.5%时，

6×6mm 筛孔的筛分效率只有 40% ,而 25×25mm 筛孔的筛分效率仍在 90%以上。水分对筛孔尺寸的影响是:筛孔尺寸大者,湿度影响小些;筛孔尺寸小的,湿度影响尤为显著。因为筛孔大了不易糊筛网,筛孔小者,瞬间就可以将筛孔糊死,使筛分无法进行。煤炭干法筛分时,用普通筛分法,无法进行 13mm 级的分级。近年来,采用近似筛分如概率筛才解决了 13mm 以下的分级。

含泥量高即含粘土类矿物多,物料的粘结性大,即使水分很低,也易使物料粘结成团和堵塞筛孔。

(二)筛分设备性能及工艺参数对筛分过程的影响

虽然物料性质对筛分过程影响很大,但同一种物料用不同类型的筛分设备,可以得到不同的筛分效果。这主要取决于筛分设备的工艺参数:筛面运动形式、筛面长度、宽度、筛面倾角、筛孔形状等。

1. 筛面运动形式

筛面运动形式是影响筛分效果的重要因素之一。实践证明,筛面固定不动时,筛分效率很低。即使是运动的筛面,也与其运动的形式有关。例如,在振动筛面上,颗粒作抛射运动,物料抛得高,料层得到松散,而且振动频率高,有利于细粒透筛,故振动筛筛分效果好。在摇动筛面上,颗粒主要是沿筛面滑动,而且摇动筛的频率比振动筛低,所以筛分效果较振动筛面差。转动的圆筒筛,筛孔易堵,筛分效率低。目前摇动筛和圆筒筛用得较少。

研究筛面的运动形式是解决细粒难筛物(如粘性的细粒物料或高水分的煤炭)分级的重要途径之一。如在研究振动概率筛的深度筛分时,用作细粒分级的最下层筛面因松动没有固紧,在筛箱运动过程中筛面相对于筛箱产生二次振动。此时,对潮湿煤炭作 3mm 分级,连续生产两天很少有堵孔和糊孔现象。而当该层筛面与筛箱紧固上时,筛分不到半小时,因遇上成团的潮湿物料,瞬间即可将筛面糊上。由试验证明,筛面的二次振动对提高筛分效率,防止堵孔,糊孔均很有效。但是二次振动影响常规筛面的使用寿命。弛张筛就是利用筛面的一张一弛,不仅起到抛射物料的作用,而且由于筛孔在筛分过程中不断张弛,防止了细粒粘结,堵塞现象,当煤中水分高达 10%以上时,也能从无烟煤中分出 0~6mm 级细粒煤。

2. 筛面倾角

筛面与水平面的夹角称为筛面倾角。为便于排出筛上物,筛面一般倾斜安装。倾角的大小与筛分设备生产率和筛分效率有密切关系。倾角大,粒群在筛面上向前运动速度快,生产能力大;但物料在筛面停留时间缩短,减少颗粒透筛机会,影响筛分效率。

筛面倾角大小,与筛面运动形式有关。直线运动筛面,有一个沿着筛面向前运动的

抛射力，所以这类筛分机，倾角较小。作圆周振动的筛分机，倾角应大些。

当筛面倾斜放置时，颗粒通过的筛孔面积实际上是筛孔面积在水平面上的投影值。如图 2－3－8 所示，筛孔长为 L，能够无阻碍地透过筛孔的颗粒直径 d：

$$d = L \cdot \cos\alpha - h\sin\alpha \tag{3-12}$$

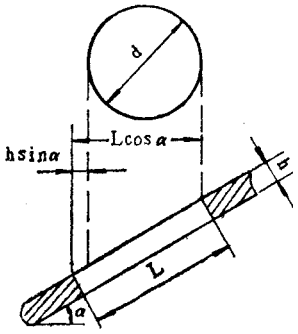

图 2－3－8　颗粒透过倾斜筛面筛孔示意图

显然，筛面倾角越大，颗粒的透筛通道愈窄，但实际上筛孔尺寸的大小是不变的。利用这一原理，当筛分难处理物料时，可以适当采用大筛孔，大倾角，使物料按细粒级分离。概率筛就是利用这个原理。

3. 筛面宽度和长度

一般来说，筛面宽度直接影响生产率；而筛面的长度直接影响筛分效率。即筛面长，物料在筛面上停留时间长，透筛机会多，所以筛分效率高。

实际上，筛面宽度对于筛分效率；筛面长度对于筛分能力，也都有影响。一般宽长比为 1:2～3 为宜。如图 2－3－9 所示，随着筛分时间增长，开始筛分效率增长很快，到一定时间后，筛分效率增长就不明显了。

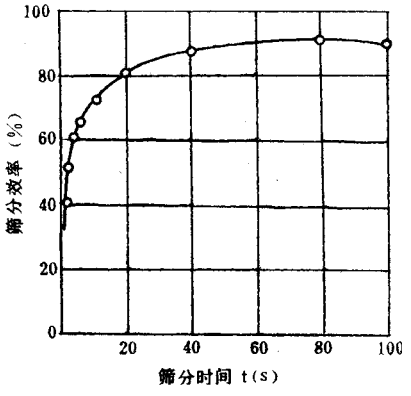

图 2－3－9　筛分效率与筛分时间的关系

4. 筛孔形状

筛孔形状多种多样。选择什么样形状的筛孔，主要取决于对筛分产物粒度和对筛下产品用途的要求。圆形筛孔与其它形状的筛孔相比在名义尺寸相同的情况下，透过圆形筛孔的筛下物粒度较小，例如透过圆形筛孔颗粒的最大粒度平均只有透过同样尺寸的正方形筛孔颗粒的 80% ~ 85%。

透过长方形筛孔的粒度大于透过尺寸相同的圆形和正方形筛孔的物料粒度。

长方形筛孔的筛面和正方形或圆形筛面比较，它的优点：筛面有效面积大，筛面质量轻，生产能力大，处理含水。物料时，能减少筛面堵塞。缺点是：筛下产物粒度不均匀，一些片状、条带状颗粒容易透过长方形筛孔。

不同形状的筛孔，筛下产物最大粒度与筛孔尺寸的关系是：

$$d_{max} = K \cdot L$$

式中　d_{max}——筛下物中，颗粒直径最大值(mm)；

L——筛孔尺寸(mm)；

K——系数，圆形孔：取 $K = 0.7$；方形孔：$K = 0.9$；长方形孔：$K = 1.2 \sim 1.7$；片状、条状取大值。

筛孔形状主要根据筛分作业的目的要求来确定。

(三)操作管理对筛分效果的影响

筛分机的操作管理：主要是给料要均匀、连续，及时地清理和维修筛面，保证筛面正常工作。

筛分机要求均匀连续给料，物料沿整个筛面宽度布满成适宜的等厚层。这不但能充分利用筛面，而且有利于物料的透筛，从而可获得较高的生产率和筛分效率。然而，如果给料不均匀，料层太薄，则处理量低；料层太厚，细颗粒来不及透筛，留在筛面上，影响筛分效率。甚至过负荷时，物料得不到分级，筛分机成为运输机。

料层厚度，视筛孔大小而异，一般料层厚度不超过筛孔尺寸的 4 倍为宜。

第四章　筛分与破碎设备的运行、操作与维护

第一节　概　　述

在选煤厂的生产系统中，很多作业需要筛分机械来完成，例如煤的准备筛分、检查筛分、最终筛分以及煤的脱水、脱泥、脱介等。

煤炭科学研究总院唐山分院作为全国唯一一家专业从事选煤技术的研究单位，40 余年来对选煤工艺及设备进行了长期不懈的深入研究，取得了丰硕成果。在筛分设备研究方面，不仅成果丰富，而且在全国煤炭系统中应用广泛，取得了良好的社会和经济效益。1986～1995 年十年中有 14 项筛分设备科研项目通过了原煤炭部和省级科研成果鉴定，其中有五项获得省部级科技进步奖，如表 2－4－1 所示。

表 2－4－1　唐山煤研分院筛分设备科研项目与获奖情况一览表

序号	名称	鉴定时间	获奖等级	获奖时间
1	YK3.0×5.25 圆振动筛	1986 年	二等奖	1987 年
2	等厚筛系列	1986 年		
3	YH1836 重型振动筛的设计和研究	1987 年	三等奖	1988 年
4	旋转概率筛	1987 年		
5	高效细粒原煤分级筛	1988 年	三等奖	1989 年
6	QZK1233 曲面振动筛的研究	1990 年		

序号	名称	鉴定时间	获奖等级	获奖时间
7	GPS 高频振动脱水筛	1991 年	二等奖	1992 年
8	原煤分级振动筛的研究	1992 年		
9	ZKS 系列水平双轴振动筛的研究	1994 年	三等奖	1995 年
10	移动式筛分系统	1994 年		
11	$16m^2$ 直线振动筛	1994 年		
12	分级细弦筛的研究	1994 年		
13	电磁振动细筛设备与工艺的研究	1994 年		
14	节能型振动筛	1995 年		

上述科研项目和获奖成果已被转化为生产力，大量应用于生产现场，并在推广应用中被不断完善和提高，如今已成为各选煤厂优选机型。

筛分机械的种类很多，一般是根据其运动特征进行分类的，主要可分为以下五种型式：①固定筛、②滚轴筛、③摇动筛、④振动筛、⑤圆筒筛。

选煤厂对筛分机械的要求很高：高的生产率、好的筛分效果、好的脱水、脱泥效果、较低的能耗、结构简单，安装方便。由于滚轴筛、圆筒筛和摇动筛上述性能较差，只有振动筛能符合上述要求，所以振动筛在选煤行业得到广泛应用。

第二节　筛分机械的使用

一、圆振动筛及其应用

(一)工作原理

圆振动筛也称单轴振动筛，筛箱上各点的运动轨迹是圆或近似于圆，其筛面由于筛机的运动特性，安装时需要较大倾角，角度一般为 16°～20°。圆振动筛适于粗粒级物料的筛分，多用于选矸前的块煤准备筛分和煤炭的一般分级。

根据激振器结构和原理的不同，单轴振动筛可分为三种：

(1)简单惯性式单轴振动筛；

(2)自定中心式单轴振动筛；

(3)偏心式圆振动(单轴)筛。

目前偏心式圆振动筛已完全淘汰，自定中心式单轴振动筛和简单惯性式圆振动筛使用较多。

1. 自定中心式圆振动筛

自定中心式圆振动筛根据激振器的结构不同，可分为轴承偏心式和皮带轮偏心式两种。

2. 简单惯性式单轴振动筛

简单惯性式单轴(圆)振动筛的主轴上的飞轮为偏心式，转动时产生激振力，使筛机产生振动。筛机工作时，主轴中心线的空间位置是变化的，它绕假想轴线转动，回转半径实际上就是筛子的振幅。

(二)特点与用途

YK 系列圆振动筛主要用于原煤准备筛分、破碎检查筛分和最终筛分。该系列振动筛是在吸收德国、美国等几个国家振动筛优点，结合我国机械加工工艺、原材料情况以及我国选煤厂使用特点的基础上研制成功的。该系列振动筛侧板采用整块钢板外沿折弯的型式，管梁与侧板联接采用高强度螺栓，整机无焊接，结构的刚度和强度很好；同时，YK 系列振动筛的运动频率、振幅、筛面倾角均可调整，使得单一型号的 YK 振动筛适用面更广。筛面更换方便，夹紧可靠，可选用不锈钢焊接筛网或冲孔筛板；使用橡胶弹簧作为减振系统，由于橡胶弹簧的非线性特性，使得振动筛启动、停车时更加平稳，同时减少了噪音。

(三)应用厂家

由唐山煤研分院研制和生产的 YK 系列圆运动筛已在下述厂家应用，见表 2－4－2。

表 2－4－2　YK 系列圆振动筛应用一览表

序号	应　用　厂　家	规格型号	数量	应用时间
1	晋城市伯方煤矿	YK2436	1 台	1992 年
2	四川永川市箕山煤矿工程指挥部	YK1230	1 台	1992 年
3	晋城市兰花公司	YK1230	1 台	1992 年
4	晋城市兰花公司	2YKD	1 台	1992 年
5	贵州省水城县清镇金穗选煤厂	YK1230	2 台	1993 年
6	鹤岗市计委兴计公司	YK1230	1 台	1994 年
7	义马矿务局跃进矿	2SGY2148	1 台	1994 年

序号	应　用　厂　家	规格型号	数量	应用时间
8	北京矿务局长沟峪煤矿	DYZ1428	1 台	1994 年
9	石家庄市井陉矿务局三矿	2YKD1432	1 台	1995 年
10	福建龙岩矿务局发运站	SDY1856	1 台	1996 年
11	西山矿务局马兰选煤厂	YK1230	1 台	1996 年
12	北京矿务局长沟峪煤矿	2DYK1540	1 台	1997 年
13	开滦矿务局	YK1836	1 台	1997 年
14	北京矿务局大台煤矿	DYK1830	1 台	1997 年
15	山西潞城潞宝焦化实业总公司	YK1230	1 台	1998 年
16	内蒙鑫河煤焦化有限公司	YK1230	1 台	1998 年
17	山西省蒲县东盛(集团)有限责任公司	YK1230	1 台	1999 年
18	唐山三友碱业集团有限公司	YK1555	6 台	1999 年

(四)圆振动筛典型实例

由唐山煤研分院研制生产的 2DYK1540 圆运动筛,应用在北京矿务局长沟峪煤矿。北京矿务局煤种为无烟煤,其中长沟峪的煤质最好,灰分和硫分都很低,无须洗煤,只进行筛选和手选排矸就能达到用户要求,因此,筛分机质量的好坏,直接影响成品煤的质量。以前该矿采用 2ZSM2065 直线筛用于分级作业,由于直线筛不适合用于原煤分级,堵孔现象严重,筛分效率很低,煤筛不透,块煤中末煤量超标。由于 50 ~ 13mm 块煤主要出口韩国,对方检验不合格后,严格按合同罚款,造成了严重的经济损失。我院设计人员对现场测量后,根据煤量和现场情况为长沟峪矿设计的 2DYK1540 两层等厚圆运动筛,安装后块煤中末煤含量合格,而且筛分效率大大提高,煤矿产量由 40 万 t 提高到 60 万 t 后,筛分破碎系统仍能满足要求。以后我们又将该矿老式退让式破碎机进行了更换,选用我院生产的破碎机,不仅过粉碎率低,不退让,保证了粒度,而且破碎机粒度可调整,可以满足用户的不同粒度要求。改造后使得筛选系统由过去的老大难部位,变成了效益增长点,为该矿创造了良好的经济效益,成为典型的效益工程。

图 2 - 4 - 1 为现场工艺布置情况。从示意图中可明显看出,它是一个典型开路式筛分厂,布局简单、合理、经济实用。

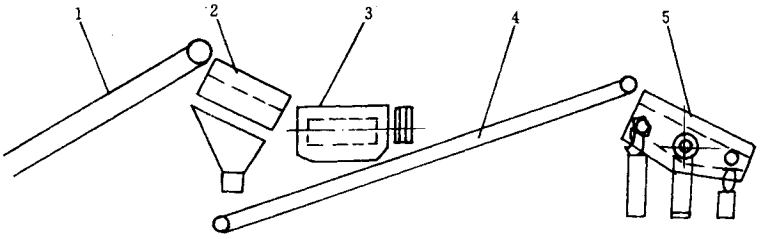

图 2－4－1　北京矿务局长沟峪煤矿现场工艺布置图

1—主胶带；2—固定筛；3—2PLF7010 双齿辊破碎机；4—上煤胶带；5—2DYK1540 圆振动筛

二、ZK 系列直线振动筛应用

(一)工作原理

直线振动筛是振动轨迹为直线的振动筛，具有水平筛面，由双偏心振动器激振，振动器采用偏心块作不平衡重，与筛面呈 45°的激振力使物料在筛面上作连续的斜上抛运动；物料在抛起时被松散，在下落过程中逐渐分层，在与筛面相遇的碰撞中使小颗粒物料透筛。

振动器工作原理是两偏心重块作同步异向旋转，在各瞬时位置时，两重块产生离心力，沿振动方向的分力互相叠加；而在反向，离心力的分力总是互相抵消，形成单一的沿振动方向的激振力。

(二)特点与用途

该系列振动筛采用框架结构，筛箱结构的刚度、强度好。激振器一改过去传统的箱式激振器和轴偏心筒式激振器的形式，采用外挂式块偏心结构，中间为挠性联接，结构简单，运转可靠，维修及调整振幅很方便。同时润滑形式也由过去的稀油润滑改为平油润滑，从而彻底改变了过去洗煤厂头痛的激振器漏油问题，不仅现场环境得到改善，而且也节省了大量资金。

ZK 系列直线振动筛不仅在选煤行业得到大量应用，而且在选矿、发电、制盐行业也得到广泛使用。ZK 系列直线振动筛主要用于细粒级松散物料的脱水、脱介、脱泥作业，也可用于分级作业。

(三)使用厂家情况

表 2－4－3 为唐山煤研分院近几年来 ZK 系列直线筛使用厂家的粗略统计：

表 2－4－3　ZK 系列直线筛应用一览表

序号	应　用　厂　家	规格型号	数量	应用时间
1	重庆永荣双河煤矿劳动服务公司	2ZK16375	1 台	1992 年
2	贵州省六枝矿务局	ZK1445	1 台	1992 年
3	七台河市红新焦化厂	ZK0936	1 台	1992 年
4	山西省襄垣县五阳焦化厂	2ZK2050	1 台	1992 年
5	云南省宣威虎场煤矿	ZK1445	1 台	1992 年
6	四川永川市箕山煤矿工程指挥部	2ZK2050	1 台	1992 年
7	福建漳平市煤炭工业公司	ZK1445	1 台	1992 年
8	水城市陡箐选煤厂	ZK1845	1 台	1992 年
9	宁夏石嘴山市焦化厂	ZK1836	1 台	1994 年
10	宁夏石嘴山市焦化厂	ZK0936	2 台	1994 年
11	鸡西市滴道区选煤厂	ZK2436	1 台	1994 年
12	鸡西市滴道区选煤厂	ZK1236	2 台	1994 年
13	双鸭山华川县煤矿	ZK0936	2 台	1994 年
14	四川省攀枝花市仁和区同德煤炭加工厂	ZK1236	1 台	1995 年
15	山西省晋城市莒山煤矿	2ZK18525	1 台	1996 年
16	黑龙江鹤岗市团结岩棉厂	ZK0936	1 台	1996 年
17	西山矿务局马兰选煤厂	ZK1236	1 台	1996 年
18	山西省高平市唐安煤矿	ZKR2436	1 台	1996 年
19	山西省高平市唐安煤矿	ZKR1536	1 台	1996 年
20	乌鲁木齐矿务局六煤洗选工程指挥部	ZK1445	1 台	1997 年
21	黑龙江省佳木斯市煤气公司	ZK10225	1 台	1997 年
22	北京矿务局大台煤矿	2ZKR1830	1 台	1997 年
23	山西省襄垣县五阳焦化厂	2ZK2065	1 台	1998 年
24	山西省望云煤矿	ZK2445	1 台	1999 年
25	山西省望云煤矿	ZK1536	1 台	1999 年
26	山西省安泰物资有限公司	ZK2050	1 台	1999 年
27	山西省安泰物资有限公司	ZK1548	1 台	1999 年
28	黑龙江省佳木斯向阳机电公司	ZK12375	3 台	1999 年
29	山西省蒲县东盛(集团)有限责任公司选煤厂	ZK1848	1 台	1999 年

(四)ZK 系列直线筛典型厂家使用实例

1.2ZK2050 直线振动筛在山西五阳焦化厂的应用

山西五阳焦化厂为典型的以跳汰为主洗的选煤厂,2ZK2050 用于精煤段和中煤段的分级、脱水作业,上层筛网 6mm,下层为 0.5mm 不锈钢筛板,其工艺流程简图如图 2-4-2。

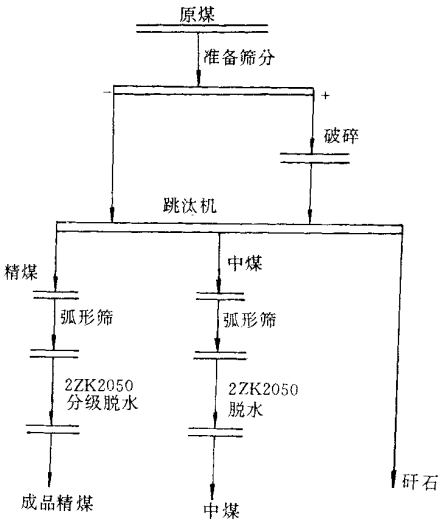

图 2-4-2　山西五阳焦化厂工艺流程简图

山西五阳焦化厂的振动筛已使用 8 年,未出现大的故障,运行良好。大于 6mm 粒级的水分为 7%~9%,6~0.5mm 的水分为 12%~13%,工艺性能良好,得到用户的好评。该振动筛有效面积 $13m^2$,为双层振动筛,通过它的使用,说明我院振动筛设计、制造水平是较高的,质量是有保障的。

2.ZK2445 直线振动筛在山西高平市望云选煤厂的应用

山西省望云煤矿选煤厂为我院设计的重介质选煤厂,该厂工艺设计合理,设备选型可靠,精煤产出率高。ZK2445 直线振动筛在该厂使用 2 台,用于脱介作业,该厂简单工艺布置流程图如图 2-4-3。

望云煤矿选煤厂于 1998 年投入生产,主要设备全为我院产品,目前全厂运行良好,它是一个较典型的 45 万 t 重介质选煤厂,工艺简单,投入少,产出高,是今后选煤厂建设的发展方向。

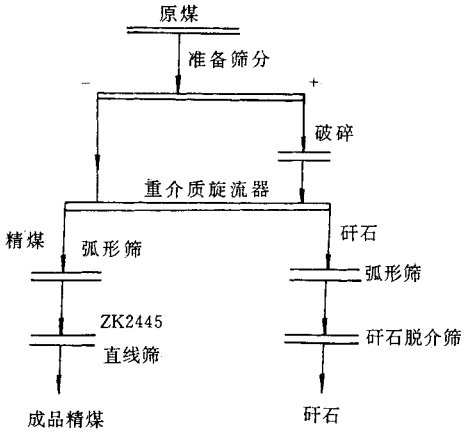

图 2－4－3　山西高平市望云选煤厂简单工艺布置流程图

三、ZSZ 直线振动筛应用

(一)工作原理

ZSZ 系列直线振动筛采用双电机拖动，自同步原理。激振器是箱式结构，用双电机拖动，无齿轮箱。ZSZ 系列直线振动筛轴偏心，其自同步原理和 ZK 系列直线筛相同，前面已经叙述过，在此就不再赘述。

(二)特点与用途

ZSZ 系列直线振动筛由筛箱、筛网、机械激振器组成，双电机拖动，偏心轴与电机挠性联接，结构简单，电机不参振。该筛机具有结构坚固耐用，整机刚度好，运行平稳，维修方便等特点。ZSZ 直线振动筛多用于块精煤脱水、脱介、脱泥作业，也可用于煤泥水处理系统中的防粗设备。

(三)使用厂家情况

表 2－4－4　为近几年使用我院 ZSZ 系列产品厂家的粗略统计：

表 2－4－4　ZSZ 系列直线筛应用一览表

序号	应　用　厂　家	规格型号	数量	应用时间
1	水城市箐管选煤厂	ZSZ0825	1 台	1992 年
2	河南省义马矿务局	ZSZ0825	2 台	1992 年
3	河南义马矿务局曹窑煤矿	ZSZ1030	1 台	1992 年
4	晋城市伯方煤矿	ZZS14325	1 台	1992 年

序号	应　用　厂　家	规格型号	数量	应用时间
5	福建漳平市煤炭工业公司	ZZS14325	1台	1992年
6	贵州省六枝矿务局	ZZS14325	1台	1992年
7	包头市郊区二轻工煤制品综合厂	ZZS14325	1台	1992年
8	七台河勃利种畜场焦化厂	ZZS14325	1台	1992年
9	水城市陡箐选煤厂	ZZS14325	1台	1992年
10	贵州省水城县清镇金穗选煤厂	ZZS14325	1台	1992年
11	山东滕州八一矿选煤厂	ZSZ0825	1台	1992年
12	贵州省六枝矿务局	ZSZ0825	1台	1992年
13	贵州水城县农村经济开发办公室	ZSZ0895	1台	1992年
14	河南三门峡陕县煤炭工业总公司	ZSZ0825	3台	1992年
15	贵州六盘水市大河选煤厂	ZSZ1030	1台	1992年
16	云南富源煤炭服务公司	ZSZ1030	1台	1992年
17	山东新汶矿务局西港煤矿	ZSZ1030	1台	1992年
18	河南三门峡陕县煤炭工业总公司	ZSZ1030	3台	1992年
19	湖南邵阳市煤矿机械厂	ZSZ1030	1台	1992年
20	水城市陡箐选煤厂	ZSZ1030	1台	1992年
21	古交矿区建设指挥部	ZSZ0825	1台	1994年
22	贵州省翁安煤矿	ZSZ0825	1台	1994年
23	山西新联友滤材有限公司	ZSZ0825	1台	1995年
24	贵州省水城县清镇金穗选煤厂	ZSZ1030	1台	1996年
25	贵州贵阳鹏辰石油液化气销售公司	ZSZ1030	1台	1996年
26	包头钢铁公司焦化厂	ZSZ1030	1台	1996年
27	山西古交东曲矿选煤厂	ZZS14325	1台	1996年
28	山西省古交西曲古交指挥部	ZSZ0825	1台	1997年

(四)典型应用范例

1.ZSZ1030 直线振动筛在包头钢铁公司焦化厂的应用

包头钢铁公司焦化厂自己外购原煤,通过自建选煤厂洗精煤,供焦化厂炼焦。该厂从前为跳汰型选煤厂,由于是外购煤,煤质情况经常变化,而且煤的可洗选性差异较大;由于跳汰机对难洗煤和极难洗煤洗选效果不好,损失太大,所以该厂于 1996 年投产新上了一个小型重介系统,在煤难洗时不用跳汰系统而用重介系统选煤,精煤的产率大大提高,取得了良好的经济效益。

ZSZ1030 直线振动筛于 1996 年投入使用,在系统中用于矸石段的脱介作业。从投产使用至今,脱介效果好,没有出现质量问题,保障了系统优质、高效运行。

其工艺系统简图如图 2－4－4。

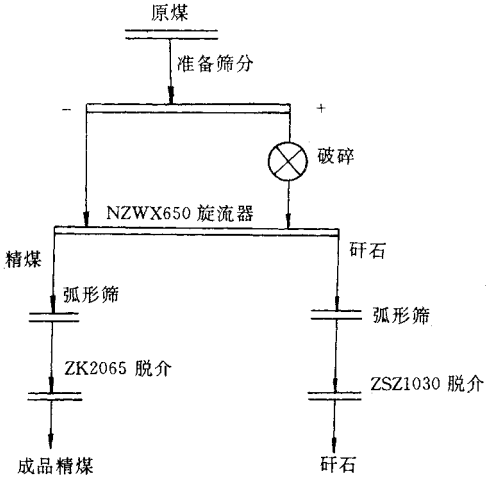

图 2－4－4　包头钢铁公司焦化厂工艺系统简图

2.ZZS14325 直线筛在山西古交东曲选煤厂的应用

山西西山局东曲选煤厂是西山局直属年产 300 万 t 的大型中心选煤厂。该厂设备先进,主要设备多数为进口 选用我院生产的 ZZS14325 直线振动筛是用于浮选尾煤进入沉降式离心机前的脱粗处理,以保证进入沉降式离心机的粒度以及入料量的均匀。

该厂于 1996 年购入 2 台 ZZS14325 直线筛,使用至今效果很好,保证了煤泥水处理系统正常可靠的运行。ZZS14325 直线筛筛孔尺寸为 0.5mm。

其简单工艺流程图如图 2－4－5:

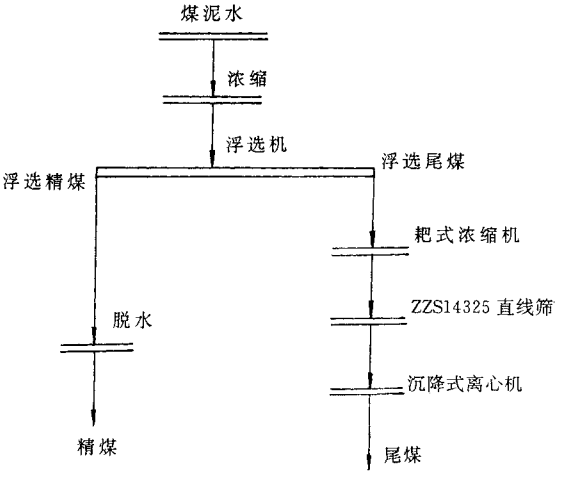

图 2－4－5　山西古交东曲选煤厂简单工艺流程图

四、ZKS 水平双轴振动筛应用

(一)工作原理

ZKS 水平双轴振动筛的激振器水平布置,它的工作原理是根据埃列泼泰克斯(Elip-tex)的双轴振动筛原理。主动轴和从动轴的不平衡重量不相等。

(二)特点与用途

该筛机称椭圆运动直线筛,又称准直线运动筛,由于激振器水平布置,又叫做水平双轴直线振动筛。其做椭圆运动,兼有圆运动筛的特点,能够避免细粒物料粘结堵塞筛网,提高筛分效果。而且振动器水平布置,降低了筛机高度,减少了参振重量;外置同步齿轮箱、双电机拖动、各传动轴之间由挠性联接轴连接,结构新颖;齿轮箱和电机不参振;筛板采用条缝焊接筛板或冲孔筛板,纵向压紧;筛框经特殊补强,整机刚度得到提高。该筛机是以强度测试和模态分析数据为设计依据,综合了德国、日本等国筛机特点基础上设计而成的,具有结构先进、运动平稳、效率高、生产能力大和维修方便等特点。

ZKS 系列直线振动筛可供选煤、选矿、发电、制糖、制盐等行业使用,主要用于对中、细粒度物料进行干、湿式分级或脱水、脱介和脱泥作业。

(三)使用 ZKS 系列直线振动筛厂家情况

表 2－4－5 为近几年唐山煤研分院研制和生产的 ZKS 系列直线振动筛应用情况一览表。

(四)ZKS 系列直线筛典型厂家使用实例

1.ZKS2448 水平双轴振动筛在山西古交选煤厂的应用

表 2－4－5　ZKS 系列直线筛应用情况一览表

序号	应　用　厂　家	规格型号	数量	应用时间
1	晋城市伯方煤矿	2ZKS2460	1 台	1992 年
2	黑龙江鸡西矿务局滴道选煤厂多种经营公司	ZKS2448	1 台	1992 年
3	黑龙江鸡西矿务局滴道选煤厂多种经营公司	2ZKS1248	2 台	1992 年
4	黑龙江密山市铸造焦化厂筹建指挥部	ZKS1248	3 台	1992 年
5	七台河市红新焦化厂	ZKS1848	1 台	1992 年
6	晋城市兰花公司	ZKS1848	2 台	1992 年
7	晋城市兰花公司	ZKS2448	1 台	1992 年
8	中国石油化工总公司四川维尼纶厂	ZKS1248	1 台	1992 年
9	四川长寿西山煤矿	ZKS2448	1 台	1992 年
10	山西古交选煤厂	ZKS2448	1 台	1992 年
11	盘江矿务局月亮田矿	ZKS2460	1 台	1992 年
12	盘江矿务局月亮田矿	ZKS2448	1 台	1992 年
13	黑龙江勃利县选煤厂	2ZKS2160	1 台	1993 年
14	黑龙江勃利县选煤厂	ZKS1248	2 台	1993 年
15	贵州省水城县清镇金穗选煤厂	ZKS1848	1 台	1993 年
16	四川省攀枝花仁和区同德煤炭加工厂	ZKS1248	1 台	1994 年
17	双鸭山华川县煤矿	ZKS1248	2 台	1994 年
18	贵州省翁安煤矿	ZKS1245	1 台	1994 年
19	山东省兖州矿务局南屯煤矿	ZKS1848	1 台	1994 年
20	唐山市电力物资公司	ZKS1548	2 台	1995 年
21	七台河矿务局立新选煤厂	2ZKS1248	1 台	1995 年
22	宁夏汝箕沟煤矿	ZKS2448	1 台	1996 年
23	山西省高平市申家庄煤矿	2ZKS1248	1 台	1996 年

序号	应　用　厂　家	规格型号	数量	应用时间
24	黑龙江小岭钢铁厂鸡西梨树焦化厂	ZKS1245	1 台	1996 年
25	邯郸市钢铁厂	ZKS1848	1 台	1997 年
26	黑龙江佳木斯市煤气公司	ZKS1248	1 台	1997 年
27	山西省古交市千峰精煤总公司	ZKS2448	1 台	1997 年
28	山西省襄垣五阳焦化厂	2ZKS20525	1 台	1998 年
29	山西潞城潞宝焦化实业公司	2ZKS2065	1 台	1998 年

山西古交选煤厂是由唐山煤研分院设计的重介质选煤厂，ZKS2448 水平双轴振动筛在古交选煤厂中用于精煤的脱介作业（见图 2－4－6），自 1992 年投入使用至今，效果一直良好，该设备具有处理量大、产品水分低、脱介效果好的特点。

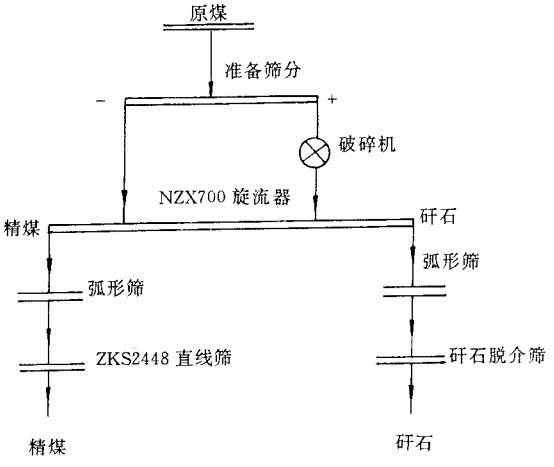

图 2－4－6　古交市选煤厂简单工艺流程图

2. SZK4230 双通道直线筛在淮北矿务局临焕选煤厂的应用

SZK4230 直线振动筛是在原有水平双轴振动筛基础上，结合 ZK 系列直线筛和双通道振动筛的特点，开发出的一种振动筛。

在振动筛的实际应用过程中发现，处理量与筛机宽度成正比，而筛分效率与筛机长度在一定范围内成正比。也就是说筛机的有效长度并不是越长越好，超过一定值以后，脱水、脱介效果与长度的增加基本无关。目前，一些老的选煤厂由于生产形势的需要，须对老厂进行改造，在增加处理量的同时，还要求有好的工艺效果。临焕选煤厂正是如此。我们既要满足临焕选煤厂产量的要求，又得满足脱介效果，同时还要适应老厂房的空间

要求。因此我院为临焕选煤厂量体裁衣，开发出了 SZK4230 直线筛，临焕选煤厂中煤再选系统的简单工艺流程如图 2－4－7。该振动筛不仅处理量大，而且脱介效果也很好，为临焕选煤厂解决了存在的实际问题，创造了较好的经济效益。同时，由于该筛机的有效宽度为 4.2m，标志着我院振动筛的设计和制造水平又上了一个新台阶。

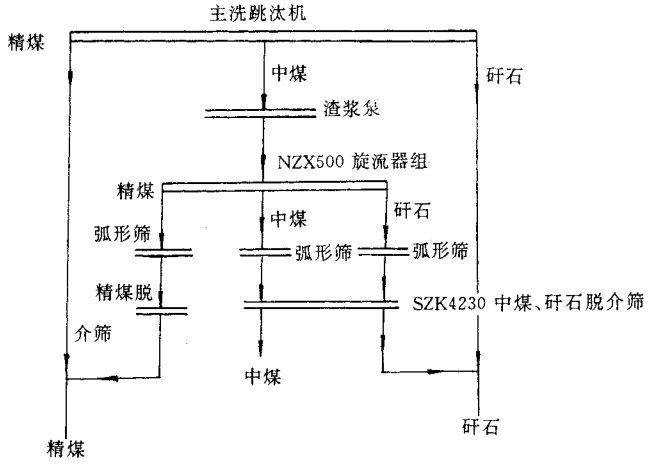

图 2－4－7　临焕选煤厂的中煤再选系统的简单工艺流程图

五、QZK1233 曲面振动筛应用

(一)工作原理

QZK 曲面振动筛的振动方式为直线运动，它的运动原理同前面介绍的 ZK 系列直线振动筛的双电机拖动，自同步原理相同；与一般直线筛所不同的是筛机的入料端采用弧形的不锈钢条缝焊接筛板。这种结构不仅利用物料通过弧形筛面时，由于离心力的作用，提高脱水效果，而且可以在不增加筛机长度的情况下增加有限筛分面积。

(二)特点与用途

QZK 曲面振动筛吸收了平面振动筛和弧形筛结构的优点，脱水效果好。而且平面段筛面采用复合不锈钢粘接钩边筛网，筛缝为 60 网目(0.23mm)或 80 网目(0.18mm)两种规格，这种筛网不仅寿命长，而且开孔率高，并且有装卸方便的特点。

开发 QZK 曲面筛是为了取代精煤煤泥回收筛，提高精煤煤泥回收率，简化系统工艺流程。现场使用 QZK 曲面筛以后，不仅煤泥回收率增加，而且筛后待处理煤泥大量减少，并且避免了粗粒物料进入耙式浓缩机的压力，为各厂解决煤泥水问题提供了方便。

(三)使用 QZK 曲面筛厂家一览表

表 2－4－6　为近几年唐山煤研分院研制生产的 QZK 曲面筛应用情况一览表。

表 2－4－6　QZK 曲面筛应用一览表

序号	应　用　厂　家	规格型号	数量	应用时间
1	山西古交市选煤厂	QZK1233	1 台	1992 年
2	重庆永荣双河煤矿劳动服务公司	QZK1233	1 台	1992 年
3	云南省路南县圭山煤矿	QZK1233	1 台	1992 年
4	黑龙江密山市铸造焦化厂筹建指挥部	QZK1233	1 台	1992 年
5	七台河市红新焦化厂	QZK1233	2 台	1992 年
6	包头矿务局五当沟煤矿	QZK1233	1 台	1992 年
7	中国石油化工总公司四川维尼纶厂	QZK1233	2 台	1992 年
8	四川长寿西山煤矿	QZK1233	2 台	1992 年
9	贵州省矿务局月亮田煤矿	QZK1233	2 台	1992 年
10	黑龙江勃利县选煤厂	QZK1233	2 台	1993 年
11	贵州省水城县湾镇金穗选煤厂	QZK1233	1 台	1993 年
12	宁夏石嘴山市焦化厂	QZK1233	1 台	1994 年
13	鸡西市滴道区选煤厂	QZK1233	3 台	1994 年
14	鸡西市红旗选煤厂	QZK1233	1 台	1994 年
15	内蒙古乌海市焦化厂	QZK1233	2 台	1994 年
16	山东莱芜泰山钢铁总公司	QZK1233	1 台	1996 年
17	七台河矿务局振兴选煤厂	QZK1233	1 台	1996 年
18	山西省高平市唐安煤矿	QZK1233	1 台	1996 年
19	鸡西市选煤厂	QZK1233	1 台	1997 年
20	黑龙江密山市华兴铸造焦有跟公司	QZK1233	1 台	1997 年
21	宁夏汝箕沟西大滩选煤厂	QZK1233	1 台	1998 年
22	山西省望云煤矿	QZK1233	1 台	1999 年

(四) QZK 曲面筛使用厂家典型实例

1. 山西省古交市千峰精煤有限公司选煤厂

古交市选煤厂为适应回收 0.5～0.15mm 粒级精煤的需求，于 1990 年 5 月从我院购入 QZK1233 曲面筛，其技术特征见表 2－4－7。安装在选煤厂煤泥处理系统中(见图 2－4－8)，至今运转正常。

表 2－4－7　QZK1233 曲面振动筛技术特征

项目	规格	项目	规格
用途	细粒物料分级、脱水	振次(min^{-1})	1485
入料粒度(mm)	<1	振幅(mm)	1.75、2.0
入料浓度(%)	15～35	筛面倾角(°)	0±2.5
入料量(m^3/h)	最大 50	电机型号	Y100L－4
分级粒度(mm)	0.15、0.2	电机功率(kW)	2×3
处理能力(t/h)	最大 10	外形尺寸(mm)	3545×2080×1180
产品水分(%)	28～32	总重(kg)	2100
筛画面积(m^2)	3.7		

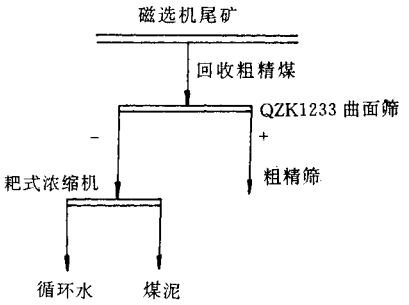

图 2－4－8　QZK1233 曲面筛在古交选煤厂应用的简单流程图

下面对 QZK 曲面振动筛投入使用后的效益情况进行简单阐述。

(1)采用 QZK1233 曲面振动筛取代精煤煤泥弧形筛，由于实际分级粒度在 0.2mm 以下，筛上物产率高(约为入料 65%)，每月可多回收精煤泥 550t。每吨精煤纯利按 60 元计算，每年纯利润为 39.6 万元。

(2)由于精煤煤泥弧形筛脱水效率低，筛上产品水分高(40%以上)，需经离心机进行最终脱水。而 QZK1233 曲面振动筛脱水效率高，筛上产品水分 30%左右。对于精煤直接落地的中小型选煤厂，30%水分的精煤泥可以直接出厂。因此，若使用 QZK1233 曲面振动筛后，可以停开离心脱水机，每年节约 3.54 万元。

(3)中煤煤泥系统使用 QZK1233 曲面振动筛后，每月直接回收中煤煤泥 1066t，年需设备维修折旧、人工费开支 1.4 万元。若这些煤用真空过滤机回收，需费用为 3.6 万余元。此项可净增利润 2.27 万元。由于曲面振动筛的使用，使筛后待处理煤泥大量减少。且避免了粗粒物料进入耙式浓缩机底流，减轻底流泵的磨损。每年节省底流泵维修费

2000 多元。由于停开丁一些机械，从而每年减少因修理这些设备引起的停产时间约为 15 天，每年净增利润 15 万元。

(4)社会效益。在没有使用筛机之前，曾多次发生因煤泥量大，沉淀池超限，煤泥水排入汾河的事故。因此环保部门两次罚款 30 万元，曲面筛的使用减少了煤泥量，减轻了沉淀池的压力，解决了煤泥水污染汾河的问题。

2. QZK1233 曲面筛(3 台)在鸡西市滴道区选煤厂的应用(图 2－4－9)

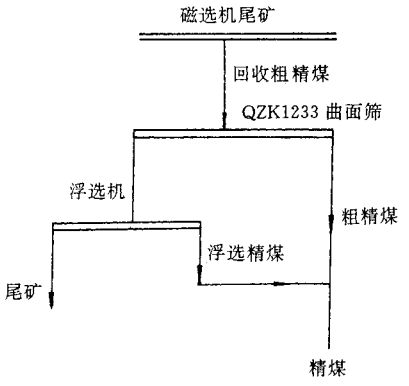

图 2－4－9　鸡西滴道选煤厂使用 QZK1233 曲面筛的工艺流程图

鸡西滴道区选煤厂是我国较老的重介选煤厂，由于建厂较早，工艺不完善，设备比较落后，尤其是它没有煤泥水处理系统。过去的煤泥水乱排乱放，严重影响环境，而且也损失大量精煤。

刚开始采用 QZK1233 曲面筛是从增加粗精煤回收率，提高选煤厂经济效益的角度考虑，使用曲面筛以后，大颗粒(＞0.2mm)的精煤得以回收，效益显著，三个月即收回投资。煤泥水的负担大大得以减轻。以后又上了浮选机和沉淀池，使得煤泥得以更好的处理，精煤得以更彻底的回收，经济效益显著。同时又使得污水不外排，解决了环保问题。

六、GPS1025 高频振动筛应用

(一)工作原理

为适应煤泥回收和细粒物料脱水分级的需要，达到处理量大、效果好、适应性强的目的，该筛机采用了高频低振幅的圆运动轨迹。在筛机的出料端辅之以真空抽气，从而达到高效脱水分级的效果。

该筛机是圆一椭圆运动轨迹高频振动筛，筛机区别于一般圆运动振动筛，入料端椭圆长轴与筛面的夹角成锐角，排料端为钝角，这样使物料在入料端的运动速度大于出料端的运动速度，保证了物料在筛面的入料端能很快松散，料层较稀薄，从而使细料物料尽

快接触筛面透筛，水粘膜破裂脱水。而出料端的物料可以在筛面上停留较长时间，保证了真空抽气段有一定的料层厚度，达到物料密封抽真空的作用，增加其脱水效果。

（二）特点与用途

随着煤炭工业的发展和采煤机械化程度的提高，原煤中粉煤含量增加。在重介旋流器分选 50～0mm 原煤及选煤厂煤泥水处理工艺流程中，需要对小于 0.5mm 的细粒精煤和煤泥进行回收和脱水。近年来兴建的一些简易选煤厂，由于选煤工艺简单，煤泥水处理问题更为突出。用普通的一般直线振动筛进行这些作业时，由于筛机激烈的振动造成紊流，从而使煤泥和其它细料物料分级、脱泥、脱水困难。通过国内外有关试验表明，用高频率、小振幅的振动筛进行这些作业时，能达到满意的效果，应用范围非常广泛。

（三）典型应用范例（见表 2－4－8）

表 2－4－8　GPS1025 高频筛应用一览表

序号	应　用　厂　家	规格型号	数量	应用时间
1	焦作矿务局供应处	GPSg1025	1	1992 年
2	山西省襄垣县五阳焦化厂	GPSg1025	1	1992 年
3	焦作矿务局供应处	GPSg1025	1	1992 年
4	平庄矿务局	GPSg1025	1	1992 年
5	晋城市兰花公司	CPSg1025	2	1992 年
6	河南省辉县吴村煤矿	GPSg1025	1	1992 年
7	长治钢铁公司	GPSg1025	1	1992 年
8	辽宁清河门矿	GPSg1025	3	1992 年
9	阜新矿务局供应处	CPSg1025	1	1994 年
10	泸西县选煤厂筹建办公室	GPSg1025	3	1994 年
11	鹅岗市计委兴计公司	CPSg1025	1	1994 年
12	贵州省翁安煤矿	GPSg1025	1	1994 年
13	山西省平遥福利焦化厂	GPSg1025	1	1994 年
14	义马矿务局跃进矿	GPSg1025	2	1994 年
15	山西介休二机实业股份有限公司	GPSg1025	1	1995 年
16	沈阳矿务局林盛矿选煤厂	GPSg1025	2	1995 年
17	云南省田坝煤矿选煤厂	GPSg1025	2	1995 年
18	山西平遥福利焦化厂	GPSg1025	5	1995 年

序号	应　用　厂　家	规格型号	数量	应用时间
19	煤炭科学研究总院唐山分院水采所	GPSg1025	2	1995 年
20	平遥西郭焦化厂	GPSg1025	1	1995 年
21	乌鲁木齐矿务局六煤洗选工程指挥部	GPSg1025	1	1997 年
22	山西省襄垣县五阳焦化厂	GPSg1025	2	1997 年
23	黑龙江省东宁选煤厂	GPSg1025	1	1997 年
24	福建上京矿务局	GPSg1025	1	1998 年
25	山西潞城潞宝焦化实业总公司	GPSg1025	3	1998 年

(四)典型应用范例

1. GPS1025 在辽宁省清河门煤矿的应用(图 2－4－10)

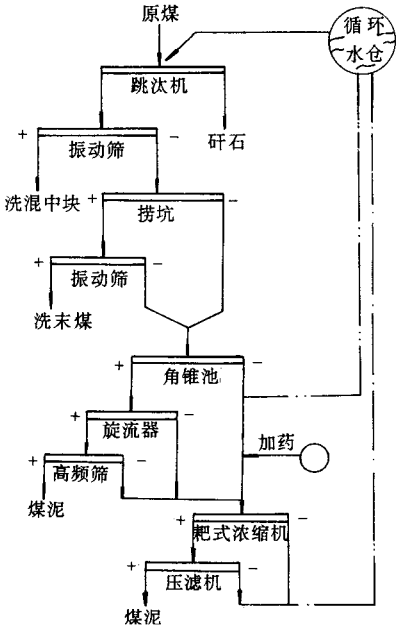

图 2－4－10　清河门矿选煤改造后工艺流程

(1)应用工况。清河门矿选煤厂是年处理能力 100 万 t 的动力煤矿井选煤厂,建于 1978 年,实际入选量为 80～90 万 t/年,入选粒度为 50～13mm,在原来的工艺流程中,煤泥水和厂内所用脱水分级筛筛下水均汇集于 294m^3 的角锥池进行浓缩。角锥池底流用 5PS 型泵打入 1 台 ZS1856 直线振动筛回收。煤泥筛筛下水和旋流器溢流排出厂外;角锥池溢流作洗煤循环水,多余部分入 ϕ30m 耙式浓缩机,浓缩机底流 4PN－1 型泵打入 XMY340/1500 压滤机回收,溢流排出厂外。由于粗煤泥回收只靠 1 台 ZS1856 直线振动

筛，仅可回收大于 40 网目物料，回收量不足煤泥总量的 20%，大量的煤泥进入耙式浓缩机，增加了压滤机的负荷，造成大量煤泥排出厂外。

为加强粗煤泥回收，选用了 3 台 GPS1025 高频振动筛取代 ZS1856 直线振动筛，并相应修改了煤泥系统工艺流程，实现出煤泥厂内回收。该工程经辽宁省环保局和东煤公司环保处验收，认为清河门矿选煤厂已初步实现了厂内洗水闭路循环。

(2)应用效果。设备的回收能力体现在处理能力和回收深度两个方面。一般的振动筛回收下限多选择 0.5mm 或 0.25mm，其它细料物料分级、脱泥、脱水困难。从表 2－4－9 可知：大于 40 网目煤泥仅占煤泥总量的 15.09%，ZS1856 直线振动筛仅回收煤泥总量的 15%左右，GPS1025 振动筛，筛面采用筛孔不同的三层不锈钢丝叠层的复合筛面，筛网尺寸 0.05mm，可回收大于 200 网目物料，使粗煤泥回收能力提高 4～5 倍，为实现煤泥厂内回收起到了较好的作用。

表 2－4－9　辽宁省清河门煤矿改造前后对比表

项目	筛机型号	台数	入料	处理能力(t/h)	产品灰分(%)	产品水分(%)	筛下固体含量(g/L)	回收下限(mm)
改造前	ZS1856	1	角　锥	4～8	20.15	24～30	262	0.5
改造后	GPS1025	3	角锥浓缩机	16～36	23.93	25～31	155	0.05

2. GPSg1025 高频筛(2 台)在山西五阳焦化厂的应用(图 2－4－11)

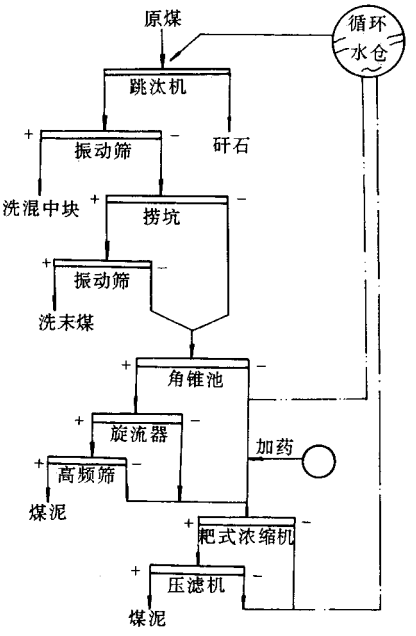

图 2－4－11　五阳焦化厂应用 GPSg1025 高频筛上下级工艺流程图

山西五阳焦化厂配套的 30 万 t 选煤厂，从前的工艺流程不合理，煤泥水不经处理就外排，严重影响环境。经唐山煤研分院技术改造以后，不仅改进了原来的系统，而且增加了高频筛回收粗煤泥，筛下水进沉淀池后再处理，使得该厂精煤回收率大大提高，收到很好的经济效益，同时也解决了煤泥水处理的大问题。

从上述两厂可以看出，高频筛在回收粗精煤和处理煤泥水当中的作用，它不仅可以简化工艺流程，减少厂方投资，而且可以创造很好的经济效益。其工艺流程值得中小选煤厂推广应用。

七、CXS 系列琴弦筛的应用

(一)工作原理

该机原理是利用筛丝在筛箱中作二次振动，在筛分细颗粒物料时(尤其是 13mm 以下物料)，能使得粘附在筛丝上的煤炭得以挣脱，从而保持筛面不堵孔。而对于筛分潮湿细粒煤炭时，其筛分原理比较复杂。

潮湿细粒煤炭干法深度筛分，由于小颗粒的表面积大，湿水会粘附在一起。弹性筛面筛孔可以变形，筛孔的反复变形，将粘附在筛孔的物料搓揉下来，保持筛面处于开孔状态，同时筛丝的二次振动，能起到击碎物料团、自清理筛面的作用，从而提高筛分效率，使得粘湿物料的处理成为可能。

(二)特点和用途

为适应高水分、中细粒级原煤筛分处理量大的目的，采用了高振次大振幅圆运动轨迹，振动强度可达 5.9G，对物料分层，小颗粒透筛十分有利。筛机传动轴水平安装在固定筛架上的滚动轴承支座上，电机通过胶带轮驱动偏心激振轴旋转，筛箱靠偏心轴强制带动，物料在筛面上连续上抛、分散，在与筛面相遇的碰撞中使细粒级物料透筛，从而实现物料分级。

特别指出的是该筛筛面倾角较大，加大并提高了物料运动速度，有利于物料的快速分层，冲刷净化筛面，提高了物料的透筛概率。

该筛子再配以新型结构的琴弦或弦索筛面，弹性好，开孔率高，筛丝二次振动条件优越，具有较好的自清能力。

该筛处理小于 6mm 级煤的含量达 60.89%，外在水分 11.5% 时，其处理能力为 98.7t/h，总效率 76.32%。

(三)应用厂家

唐山煤研分院研制生产的 GXS 琴弦筛目前已成系列，应用情况见表 2－4－10。

表 2－4－10　GXS 琴弦筛应用一览表

序号	应　用　厂　家	规格型号	数　量	应用时间
1	晋城市伯方煤矿	GXS－1218	1	1992 年
2	盘煤矿务局矸石电厂	GKS－1218	1	1992 年
3	贵州省六枝矿务局	GXS－1218	1	1992 年
4	新疆库车县建材矿化工业总公司	GXS－1218	1	1992 年
5	唐山市矿业机械设备厂	CXS－1218	1	1993 年
6	山东省龙口矿务局梁家煤矿	GXS－1426	1	1994 年
7	阜新矿务局五龙矿	GXS－1218	1	1995 年
8	福建龙岩矿务局田螺形煤矿	GXS－0918	1	1996 年
9	山西省襄垣五阳焦化厂	GXS－0918	1	1996 年
10	鹤岗市计委兴计选煤厂	GXS－1218	1	1996 年
11	山西省晋城市莒山煤矿	GXS－1224	1	1996 年
12	北京矿务局长沟峪煤矿	GXS－0918	1	1996 年
13	山西沁县选煤焦化厂	GXS－1226	1	1996 年
14	山西省高平市唐安煤矿	GXS－1218	1	1996 年
15	开滦马家沟矿	GXS－1426	1	1997 年
16	黑龙江省七台河振兴焦化厂	GXS－1218	1	1997 年
17	包头矿务局长汉沟多经公司	GXS－1218	1	1997 年
18	苏州雅宝研磨材有限公司	GXS－1218	1	1997 年
19	苏州雅宝研磨材有限公司	GXS－0918	1	1997 年
20	湖南省涟邵矿务局芦茅江煤矿	GXS－1218	1	1997 年
21	平庄矿务局古山立井管理处	GXS－1630	1	1997 年
22	山东兖州矿务局北宿煤矿多经公司	GXS－1218	1	1997 年
23	山西介休义堂煤矿	GXS－1426	1	1997 年

序号	应　用　厂　家	规格型号	数　量	应用时间
24	北京房山高末煤炭股份有限公司	GXS－1426	1	1998 年
25	福建上京矿务局	GXS－1218	1	1998 年
26	辽宁省南票矿务局	GXS－1218	2	1998 年
27	铁法矿务局物资供应处(大隆矿)	GXS－1218	1	1998 年

(四)典型应用范例

1. GXS1426 琴弦筛在山西介休义堂煤矿的应用

山西省义堂煤矿为年产 30 万 t 的地方煤矿,从前该矿有简易洗煤车,但洗煤效率低,精煤产率低。为提高精煤产率,同时结合煤种情况,该矿决定上一个投资少、见效快的风选系统。

该风选系统工艺流程图如图 2－4－12。

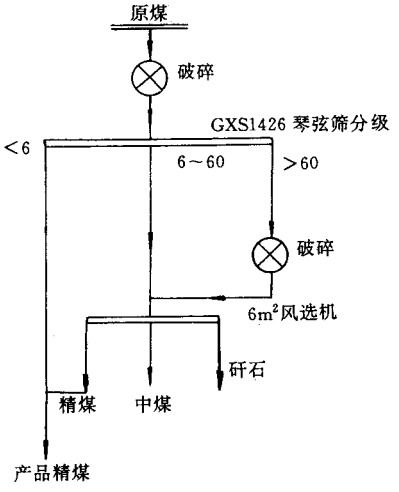

图 2－4－12　GXS 琴弦筛在介休义堂矿选煤厂应用流程

由于该矿煤种中 <6mm 的煤灰分较低,不用进入风选机就能达到产品要求,所以通过 GXS1426 琴弦筛将 <6mm 产品筛出,直接进入精煤仓,GXS1426 上层大于 60mm 的煤通过破碎进入风选机。

该系统不仅简单,而且投资少,见效快。特别适应易选煤和极易选煤的降灰、脱硫作业。对中小选煤厂具有极强的推广价值。

2. GXS－1426 琴弦筛在北京房山高末煤股份有限公司的应用

北京房山高末煤股份有限公司的煤种为无烟煤,其末烟中含灰、硫量低,可以直接满

足其出口要求。因为筛分对其极其重要，筛分机的好坏直接影响到该公司的经济效益。为提高煤的筛分效益，该公司于 1998 年购入我院 GXS－1426 琴弦筛一台。

该公司工艺流程如图 2－4－13。

自从购入我院琴弦筛以后，0～13mm 产率提高 15%，由于 0～13mm 和 3～25mm 间差价很大，经济效益非常显著。

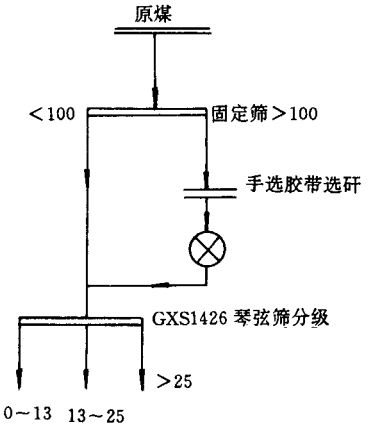

图 2－4－13　北京房山高末煤炭公司工艺流程图

八、煤用概率筛工艺参数的确定

在冶金和建材部门所采用的概率筛层数多，筛面层数一般为 3～6 层。而分离出 2 种或 2 种以上产品，往往用几层筛面只筛分出一种产品；筛面安装倾角大，一般达 30°～60°；筛孔尺寸大，一般是实际分离粒度的 2～10 倍；筛分的原料为石灰石、水泥、砂子等建筑材料或烧结矿、焦炭等高炉入料。物料性质是干的；筛面长度短，一般在 1.4～1.5m 以内。

煤炭的性质：由于目前井下采煤采用喷水降尘，以及其它原因，原煤水分往往高达 9%～13%，这对煤炭的干法筛分最不利。用普通筛分机分级，只能筛分出 20mm 粒级的煤炭，要继续降低分离点，因细粒物料粘在筛丝和大块物料的表面上，常使筛分无法进行。煤用概率分级筛在较细的分级粒度条件下，细粒仍不堵塞筛孔，故可根据用户需要筛分出多种粒级的产品。

煤用概率筛的工艺参数是根据煤的性质，在实验室进行概率筛模拟试验，试样有石灰石和不同水分的末煤。试验目的主要研究筛面倾角、筛孔尺寸和筛面长度对筛分效果和分离粒度的影响规律，并确定这些参数的最佳值。

(一)筛面倾角 α

在概率筛中,筛面倾角是个极为重要的参数,倾角 x 大,物料在筛面上运动速度就快。普通筛分机采用缓倾斜筛面,物料运动速度只有 0.15 ~ 0.3m/s 概率筛筛面倾角可达 40°以上,物料运动速度可提高 3 ~ 4 倍。因此,物料在概率筛面上很快分散,实现薄层筛分,使细颗粒与筛面有充分接触的机会,从而增大了透筛概率。

调整筛面倾角,可以改变分离粒度,我们在实验室的模拟试验充分证实了这一点,试验采用石灰石,粒度 0.5 ~ 6mm,筛孔为 6mm,筛面倾角分别为 20°、25°、30°、35°、42°,试验结果如图 2 - 4 - 14 和表 2 - 4 - 11。

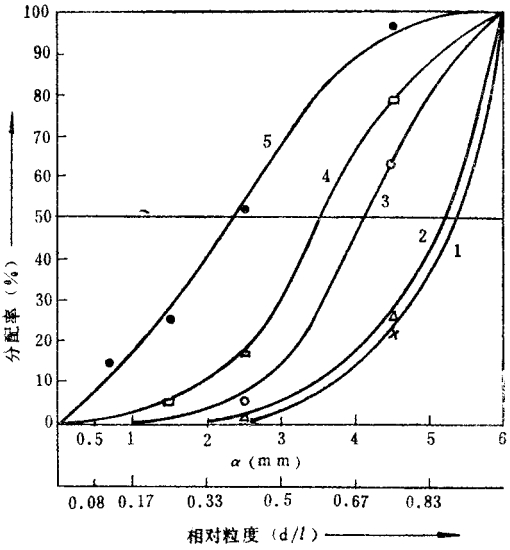

图 2 - 4 - 14　筛面倾角与分配率

表 2 - 4 - 11　筛面倾角与分离粒度的关系

试验号	筛面倾角 α(°)	分离粒度 d_t(mm)	可能偏差 E_p
1	20	5.35	0.625
2	25	5.2	0.615
3	30	4.3	0.600
4	35	3.75	0.725
5	42	2.4	0.850

由表 2 - 4 - 11 中明显可以看到,筛面倾角由小到大增加时,分离粒度由 d_f = 5.35mm 减到 d_f = 2.4mm,分离精确度可能偏差 E_p 值也相应增大,由 0.625mm 增大到 0.85mm,由实验充分证明了随着筛面倾角增大分离粒度减小的规律。

(二)筛面长度

概率筛与普通筛分机不同,普通筛分机筛面越长筛分效率越高,分级粒度不变。概率筛则不然,如图 2－4－15 所示,筛面倾角相同,均为 40°,筛面长度用筛孔数表示,随着筛孔数增加,筛分点向右移。

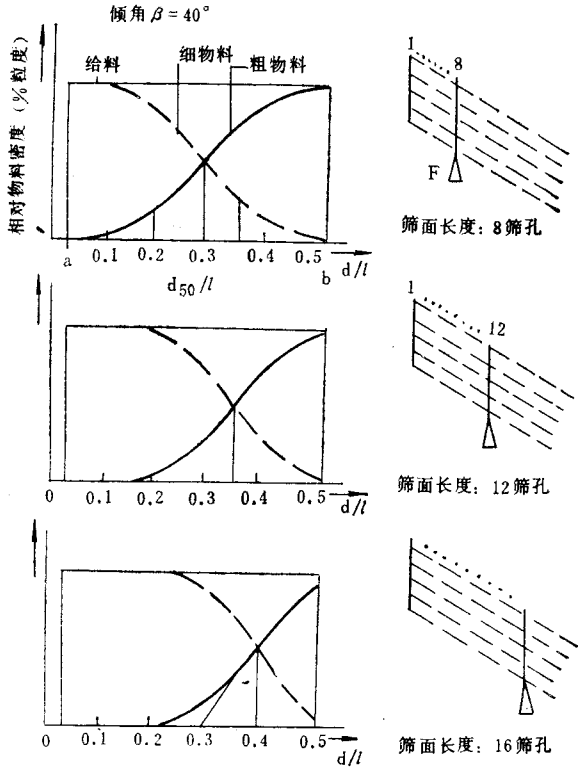

图 2－4－15　筛面长度对分离粒度的影响

筛长(筛孔数)	分离粒度 d_f(d/l)
8	0.315
12	0.385
16	0.435

显然,随着筛面增长分离粒度变粗。所以任意延长和缩短筛面,将影响筛分效果。用于建材和冶金行业的概率筛的筛面长度,一般为 1.4～1.5m。

为确定煤用概率筛筛面长度我们在实验室作了多次模拟试验,试验结果见表 2－4－12。试验是在处理量、筛面倾角、被筛物料的含水量相同的条件下进行。

由表 2－4－12 可见,当入筛原煤中含水量比较高(10%),进行 6mm 分级时,筛面长度过短(即长度为 1.2m 时)筛上物中小于 6mm 的限下率高达 38.74%,长度为 1.8m 时,

限下率降至 30.33%。显然,筛面长度过短影响块煤质量。

表 2－4－12　筛面长度对筛分效果的影响

试验号	筛面长度 (mm)	处理量 (t/m^2h)	原煤中外在水分 (%)	原煤中 <1mm 含量 (%)	筛分效果(%)		
					限下率 r<6mm	回收率 ε	筛分效率 η
1	600	40	10	34.08	49.33	90.82	71.70
2	1200	40	10	38.10	38.74	87.81	77.32
3	1800	40	10	38.44	30.33	81.26	74.95

(三)外在水分对概率筛分级的影响

水分对筛分过程的影响在前文中已经讨论过,即水分大于 7%时,在普通筛分法中 13mm 干法分级就不太可能了。在概率筛分法中,由筛分试验表 2－4－13 可见,当外在水分由 0 增长到 12%,其它条件不变,筛面长 600mm,进行 6mm 分级,筛上物中小于 6mm 的限下率由 21.88%增长至 56.29%,筛分效率由 75.46%降到 67.96%,显然因筛面过短,细粒级来不及透筛。随着筛面长度增加,到 1800mm 时,小于 6mm 的限下率降至 30.33%,筛分效率升至 74.95%,这说明在概率筛分中原煤中外在水分达 9%～10%时,概率筛能较有效地进行 6mm 分级,筛分效率可达 70%～75%。限下率在 30%以下。

表 2－4－13　入料原煤(13～0mm)外在水分对筛分过程的影响

序号	筛面长度 (mm)	原煤中外在水分 (%)	原煤中 <1mm 含量 (%)	处理量 ($t/m^2\cdot h$)	筛分效果(%)	
					限下率 r<6mm	筛分效率 η
1	600	0	33.24	40	21.88	75.46
2	600	7	32.58	40	41.85	71.00
3	600	10	34.08	40	49.33	71.70
4	600	12	32.88	40	56.29	67.96
5	1200	9.1	37.05	40	36.26	70.79
6	1800	10	38.44	40	30.33	74.95

概率筛工艺参数的确定:

根据市场对煤炭粒度的需求,而普通筛分法又很难分离的细粒级,确定为概率筛分级产品。即煤用概率分级筛筛分 50～0mm 的煤炭,采用三层筛面,筛分出 4 种粒级的产品:50～25mm,25～13mm,13～6mm,<6mm。

根据模拟试验结果和上述要求,各参数为:

筛面倾角:$\alpha_1 = 30°$,$\alpha_2 = 35°$,$\alpha_3 = 42°$。在生产中尚可微调。

筛面长度:L = 2.0m。

振动方向角 β：此筛主要用于细粒级难筛分物料，特别是下层筛面的筛分。所以采用了与下层筛面基本垂直的振动方向，可使下层筛面获得最大的抛料指数 K_v 值，防止物料的堵孔。

振次和振幅：目前对振次和振幅有几种不同见解：

(1)振幅大，频率低，可以清除物料对筛面的堵孔；

(2)振幅小，频率高，可以充分利用每一次振动，获得一次透筛机会，振次高，透筛次数多；

(3)中频中幅。

经过实验室试验，煤炭干法低频筛分，在概率筛上效果较差，振幅 4～4.5mm，频率 780～900 次/分效果较佳。

九、概率筛振动系统的动力学参数分析

煤用振动概率筛有双质量直线振动的 GSⅡ型、双电机直线振动 GSⅢ型和作简单惯性振动圆振动概率筛三种型式，后两种型式属惯性振动，本节仅对双质量振动系统的动力学进行分析。

(一)双质量系统惯性振动概率筛动力学分析

图 2－4－16 为双质体振动概率筛的力学模型，质量 M_1、M_2 分别用弹簧 K_1、K_2 相连。在 M_2 上作用有随时间变化的激振力 $P.\sin\omega t$，M_1 沿 x 方向作直线振动，M_2 作长椭圆运动，长轴为 x 方向，为便于分析把 M_2 看作沿 x 方向作直线振动，并忽略系统的所有阻尼。设坐标 x_1、x_2，以质量 M_1、M_2 为研究对象，其受力方程如下：

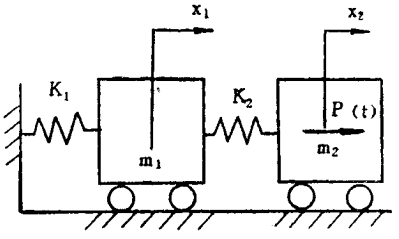

图 2－4－16　双质体振动概率筛的力学模型

$$M_1：\quad \begin{cases} M_1\ddot{X}_1 = -K_1X_1 + K_2(X_2 - X_1) \\ M_2\ddot{X}_2 = -K_2(X_2 - X_1) + P\sin\omega t \end{cases}$$

即

$$\begin{cases} M_1\ddot{X}_1 + (K_1 + K_2)X_1 - K_2X_2 = 0 \\ M_2\ddot{X}_2 - K_2X_1 + K_2X_2 = P\sin\omega t \end{cases} \tag{4-1a}$$

式(4-1a)写成矩阵式为：

$$\begin{bmatrix} M_1 & 0 \\ 0 & M_2 \end{bmatrix}\begin{bmatrix} \ddot{X}_1 \\ \ddot{X}_2 \end{bmatrix} + \begin{bmatrix} K_1 + K_2 & -K_2 \\ -K_2 & K_2 \end{bmatrix}\begin{bmatrix} X_1 \\ X_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 0 \\ P \end{bmatrix}\sin\omega t \tag{4-1b}$$

或更为简明地表示为：

$$M\ddot{X} + Kx = P\sin\omega t \tag{4-2}$$

式中 $\ddot{X}$，X 和 P 都是列矩阵，分别称为加速度列阵，位移列阵及载荷列阵。而系数矩阵分别为质量矩阵 M 和刚度知阵 K：

$$M = \begin{bmatrix} M_1 & 0 \\ 0 & M_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} M_1 & M_{12} \\ M_{21} & M_{22} \end{bmatrix}$$

$$K = \begin{bmatrix} K_1 + K_2 & -K_2 \\ -K_2 & K_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} K_{11} & K_{12} \\ K_{21} & K_{22} \end{bmatrix}$$

式(4-1)和式(4-2)为双质量概率筛的作用力方程。它的解应由齐次方程的解(自由振动部分)与非齐次方程的解(强迫振动部分)的叠加。

(二)无阻尼二自由度振动系统的自由振动

为了研究双质量概率筛自由振动部分的解，可利用方程(4-1)，并令干扰力为零，就得到概率筛振动系统的自由振动方程：

$$\begin{bmatrix} M_1 & 0 \\ 0 & M_2 \end{bmatrix}\begin{bmatrix} \ddot{X}_1 \\ \ddot{X}_2 \end{bmatrix} + \begin{bmatrix} K_1 + K_2 & -K_2 \\ -K_2 & K_2 \end{bmatrix}\begin{bmatrix} X_1 \\ X_2 \end{bmatrix} = 0 \tag{4-3}$$

设该方程的解为：

$$\begin{cases} X_1 = a_1\sin(\omega_1 t + \alpha) \\ X_2 = a_2\sin(\omega_0 t + \alpha) \end{cases} \tag{4-4}$$

以位移方程(4-4)及其加速度代入式(4-3)得：

$$\begin{cases} a_1(K_1 + K_2 - M_1\omega_0^2) - a_2K_2 = 0 \\ -a_1K_2 + a_2(K_2 - \omega_0^2M_2) = 0 \end{cases} \tag{4-5}$$

上述联立方程组解，一个解是 $a_1 = a_2 = 0$，这时系统没有振动，无意义。则非零解为其系数行列式等于零，即：

$$\begin{bmatrix} K_1 + K_2 - M_1\omega_0^2 & -K_2 \\ -K_2 & K_2 - \omega_0^2M_2 \end{bmatrix} = 0 \tag{4-6}$$

式(4-6)为系统的频率方程，此行列式展开：

$$(K_1 + K_2 - \omega_0^2 M_1)(K_2 - \omega_0^2 M_2) - K_2^2 = 0 \quad (4-7a)$$

或：

$$M_1 M_2 \cdot \omega_0^4 - [M_1 \cdot K_2 + M_2(K_1 + K_2)] \cdot \omega_0^2 + K_1 \cdot K_2 = 0$$

设：

$$\begin{aligned} a &= M_1 \cdot M_2 \\ b &= -[M_1 K_2 + M_2(K_1 + K_2)] \\ c &= K_1 \cdot K_2 \end{aligned} \quad (4-7b)$$

于是方程(4－7)化简为：

$$a\omega_0^4 + b\omega_0^2 + c = 0$$

它有两个根：

$$\omega_{01}^2 \text{或} \ \omega_{02}^2 = \frac{-\mathrm{b} \mp \sqrt{\mathrm{b}^2 - 4\mathrm{ac}}}{2\mathrm{a}} \quad (4-8)$$

由上式可见，二自由度振动系统的振动具有两个固有频率，ω_{01}和 ω_{02}。按 $\omega_{01} < \omega_{02}$排列，$\omega_{01}$称为第一主频率(基频)，$\omega_{02}$称为第二主频率。

因为 ω_{01}和 ω_{02}只有 M_1、M_2、K_1、K_2 有关，也就是说只与振动系统本身的物理特性有关，而与运动的初始条件无关，故 ω_{01}、ω_{02}是系统本身所固的，称为固有频率。

分别将 ω_{01}和 ω_{02}代入式(4－4)，便得到两个线性独立的解：

对应于 ω_{01}有：

$$\begin{cases} X_{11} = a_{11}\sin(\omega_{01} t + \alpha_1) \\ X_{21} = a_{21}\sin(\omega_{01} t + \alpha_1) \end{cases} \quad \cdots\cdots \quad (\mathrm{a})$$

对应于 ω_{02}有：

$$\begin{cases} X_{12} = a_{12}\sin(\omega_{02} t + \alpha_2) \\ X_{22} = a_{22}\sin(\omega_{02} t + \alpha_2) \end{cases} \quad \cdots\cdots \quad (\mathrm{b})$$

其通解式为(a)，(b)的叠加：

$$\begin{cases} X_1 = X_{11} + X_{12} = a_{11}\sin(\omega_{01} t + \alpha_1) + a_{12}\sin(\omega_{02} t + \alpha_2) \\ X_2 = X_{21} + X_{22} = a_{21}\sin(\omega_{01} t + \alpha_1) + \mathrm{a}_{22}\sin(\omega_{02}\mathrm{t} + \alpha_2) \end{cases} \quad (4-9)$$

由式(4－9)得出：二自由度系统的自由振动是由两个简谐运动所组成的，即是两个简谐运动的迭加(其叠加结果不但不是简谐运动，而且一般也不是周期运动了，只有当 ω_{01}，ω_{02}可以通约时才是周期运动)，而每一个简谐运动各按自己的固频率 ω_{01}和 ω_{02}进行。

仅仅在特定的初始条件下，如当 A_{12}，A_{22}或 A_{11}，A_{21}等于零时，系统才按某一单一的固有频率 ω_{01}或 ω_{02}作简谐运动而不出现其它频率的振动。这种多自由度系统在某特定

条件下，以单一的频率 ω_{01} 进行的自由振动称为主振动。以第一主频率和第二主频率所作的简谐运动，分别称为系统的第一主振动和第二主振动。

由式(4－5)研究主振动之间的关系：

$$\frac{a_1}{a_2} = \frac{K_2}{K_1 + K_2 - M_1\omega_0^2} = \frac{K_2 - \omega_0^2 M_2}{K_2}$$

将 $\omega_0^2 1$ 和 ω_{02}^2 代入上式：

对应
$$\omega_{01}^2 : \frac{a_{11}}{a_{21}} = \frac{K_2}{K_1 + K_2 - M_1\omega_{01}^2} = \frac{K_2 - \omega_{01}^2 M_2}{K_2} = \mu_1$$

对应
$$\omega_{02}^2 : \frac{a_{12}}{a_{22}} = \frac{K_2}{K_1 + K_2 - M_1\omega_{02}^2} = \frac{K_2 - \omega_{02}^2 M_2}{K_2} = \mu_2 \qquad (4-10)$$

这表明，在两个主振动中，两质体振幅之比为常量，比例系数 μ_1，μ_2 称为振幅比，它们也完全决定于系统本身的物理特性，而与运动的初始条件无关。

将式(4－10)代回(a)，(b)中：

$$X_{11} = a_{11}\sin(\omega_{01}t + \alpha_1) = \mu_1 a_{21}\sin(\omega_{01}t + \alpha_1)$$

$$X_{21} = a_{21}\sin(\omega_{01}t + \alpha_1)$$

$$X_{12} = a_{12}\sin(\omega_{02}t + \alpha_2) = \mu_2 a_{22}\sin(\omega_{02}t + \alpha_2)$$

$$X_{22} = a_{22}\sin(\omega_{02}t + \alpha_2)$$

以上 4 式两两相除：

$$\begin{cases} \dfrac{a_{11}}{a_{21}} = \dfrac{X_{11}}{X_{21}} = \mu_1 \\ \dfrac{a_{12}}{a_{22}} = \dfrac{X_{12}}{X_{22}} = \mu_2 \end{cases}$$

两主振动中，不但振幅保持一定的比值，而且位移也保持一定的比值。

将式(4－10)代入式(4－9)，方程的通解还可写成为运动方程的一般形式：

$$\begin{cases} X_1 = X_{11} + X_{12} = \mu_1 a_{21}\sin(\omega_{01}t + \alpha_1) + \mu_2 a_{22}\sin(\omega_{02}t + \alpha_2) \\ X_2 = X_{21} + X_{22} = a_{21}\sin(\omega_{01}t + \alpha_1) + a_{22}\sin(\omega_{02}t + \alpha_2) \end{cases} \qquad (4-11)$$

这个通解中包括四个任意常数 a_{11}、a_{12}、α_1、α_2，这些常数是由 4 个运动初始条件决定的。即：

$$(X_1)_{t=0} = X_{10} \qquad (X_2)_{t=0} = X_{20}$$

$$(\dot{X}_1)_{t=0} = \dot{X}_{10} \qquad (\dot{X}_2)_{t=0} = \dot{X}_{20} \qquad (4-12)$$

利用位移公式(4－11)及导出的速度公式即可求出上述各值：

$$a_{21} = \frac{1}{\mu_1 - \mu_2}\sqrt{(X_{10} - \mu_1 X_{20})^2 + \left(\frac{\dot{X}_{10} - \mu_2\dot{X}_{20}}{\omega_{01}}\right)^2}$$

$$\alpha_1 = \mathrm{tg}^{-1}\frac{(X_{10} - \mu_1 X_{20})\omega_{01}}{\dot{X}_{10} - \mu_2 \dot{X}_{20}} \tag{4-13}$$

$$a_{22} = \frac{1}{\mu_1 - \mu_2}\sqrt{(\mu_1 X_{20} - X_{10})^2 + \left(\frac{\mu_2 \dot{X}_{20} - \dot{X}_{10}}{\omega_{02}}\right)^2}$$

$$\alpha_2 = \mathrm{tg}^{-1}\frac{(\mu_1 X_{20} - X_{10})\omega_{02}}{\mu_2 \dot{X}_{20} - \dot{X}_{10}}$$

(三)双质体概率筛受迫振动

前面分析了两自由度的自由振动。双质体概率筛的振动系统严格来说,应该是两自由度有阻尼受迫振动,但为了简单化计算,忽略其阻尼即为两自由度系统无阻尼强迫振动。两自由度受迫振动方程即为式(4-1),其解是由通解式(4-9)和特解所组成:

$$\begin{aligned} X_1 &= a_{11}\sin(\omega_{01}t + \alpha_1) + a_{12}\sin(\omega_{02}t + \alpha_2) + A_1\sin\omega t \\ X_2 &= a_{21}\sin(\omega_{01}t + \alpha_1) + a_{22}\sin(\omega_{02}t + \alpha_2) + A_2\sin\omega t \end{aligned} \tag{4-14}$$

在筛分机启动的短时间内,存在着自由振动,在刚开车时,机体的振动是自由振动和受迫振动两部分的叠加;但由于阻力的作用,自由振动部分很快就衰减掉。正常工作时,振动质体按受迫振动的频率 ω 工作,即按特解:

$$\begin{cases} X_1 = A_1\sin\omega t \\ X_2 = A_2\sin\omega t \end{cases} \tag{4-15a}$$

或

$$\begin{bmatrix} X_1 \\ X_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} A_1 \\ A_2 \end{bmatrix}\sin\omega t \tag{4-15b}$$

式中　A_1,A_2——机体 1 和 2 受迫振动的振幅。

将位移 X_1、X_2 及加速度 $\ddot{X}_1$、$\ddot{X}_2$ 代入方程(4-1a)中,消去 $\sin\omega t$,得:

$$\begin{cases} (K_1 + K_2 - M_1\omega^2)A_1 - K_2 A_2 = 0 \\ -K_2 A_1 + (K_2 - M_2\omega^2)A_2 = P \end{cases} \tag{4-16a}$$

式(4-16a)写成矩阵式为:

$$\begin{bmatrix} (K_1 + K_2 - M_1\omega^2) & -K_2 \\ -K_2 & K_2 - M_2\omega^2 \end{bmatrix}\begin{bmatrix} A_1 \\ A_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 0 \\ P \end{bmatrix} \tag{4-16b}$$

求解 A

$$\begin{bmatrix} A_1 \\ A_2 \end{bmatrix} = \frac{1}{D}\begin{bmatrix} (K_2 + M_2\omega^2 & K_2 \\ K_2 & K_1 + K_2 - M_1\omega^2 \end{bmatrix}\begin{bmatrix} 0 \\ P \end{bmatrix} \tag{4-17a}$$

式中　$D = [(K_1 + K_2) - M_1\omega^2](K_2 - M_2\omega^2) - K_2^2$

展开后得:

$$\begin{cases} A_1 = \dfrac{K_2 P}{D} = \dfrac{K_2 P}{[(K_1 + K_2) - M_1\omega^2](K_2 - M_2\omega^2) - K_2^2} \\ A_2 = \dfrac{(K_1 + K_2 - M_1\omega^2)P}{D} \\ \quad = \dfrac{(K_1 + K_2 - M_1\omega^2)P}{[(K_1 + K_2) - M_1\omega^2](K_2 - M_2\omega^2) - K_2^2} \end{cases} \tag{4-17b}$$

设：

$$\frac{K_1 + K_2}{M_1} = \mathrm{e}, \frac{K_2}{M_1} = \mathrm{f} \tag{4-18}$$

将式(4-8)及式(4-18)代入式(4-17b)得：

$$\begin{aligned} A_1 &= \frac{Pf}{M_2(\omega^2 - \omega_{01}^2)(\omega^2 - \omega_{02}^2)} \\ A_2 &= \frac{P(\mathrm{e} - \omega^2)}{M_2(\omega^2 - \omega_{01}^2)(\omega^2 - \omega_{02}^2)} \end{aligned} \tag{4-19}$$

根据式(4-19)可以作出二自由度振动系统的幅频曲线(图 2-4-17)。由图可见：

当 $\omega = \omega_{01}$ 或 $\omega = \omega_{02}$ 时，A_1、A_2 无限大，系统共振；

当 $\omega^2 < \omega_{01}^2, \omega^2 = \omega_{02}^2, \omega^2 < \mathrm{e}$，$A_1$、$A_2$ 均为正值；

当 $\omega^2 > \omega_{01}^2, \omega^2 < \omega_{02}^2, \omega^2 < \mathrm{e}$，$A_1$、$A_2$ 均为负值；

这表示两质量相同。将 ω 进一步增大。

当 $\omega^2 > \omega_{01}^2, \omega^2 > \mathrm{e}$ 及 $\omega^2 < \omega_{02}^2$ 时，A_1 为负值，A_2 为正值；

当 $\omega^2 > \omega_{01}^2$、$\omega^2 > \omega_{02}^2, \omega^2 > \mathrm{e}$，$A_1$ 为正值，A_2 为负值。说明 $\omega^2 = \mathrm{e}$ 是第一振型与第二振型的界线；当 $\omega^2 > \mathrm{e}$ 时，两振动质量作反相运动。

当 ω 远超 ω_{02} 时，两质量运动趋向于零。

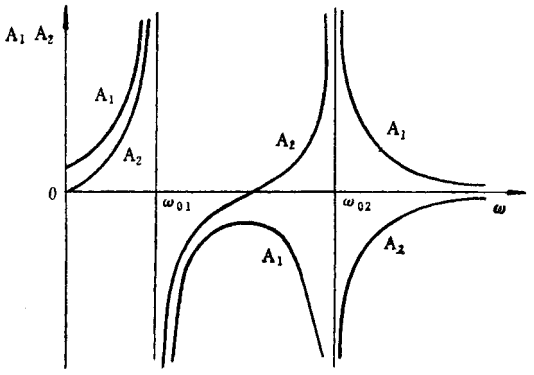

图 2-4-17　两自由度振动系统的幅频曲线

十、无振动离心筛

无振动离心筛是由中国矿业大学在教学和科研的实践基础上，受我国强化筛分机理的启发，借鉴旋转概率筛和振动离心筛（日本 V_3 离心筛）的先进经验而创造的一种新型筛分机。它适应于潮湿、粘性、细粒级煤炭或接近矿物的干法筛分。

从机械学考虑，旋转运动优于往复运动，从力学考虑，离心力场比重力场有更大灵活性。将这个原理引入筛分领域就不难发现，被筛分物料所受的离心力不仅容易得到，而且可以随意控制其大小，因而可以很方便地找到适合于一定工作条件的离心强度。当离心强度较大时，筛分机的结构强度仍然容易保证。离心筛分不论是在筛分工艺方面，还是在机械制造方面，都容易实现设计意图。

（一）无振动离心筛的结构原理和技术特征

1. 无振动离心筛的原理及特征

无振动离心筛的结构简图如图 2－4－18 所示。

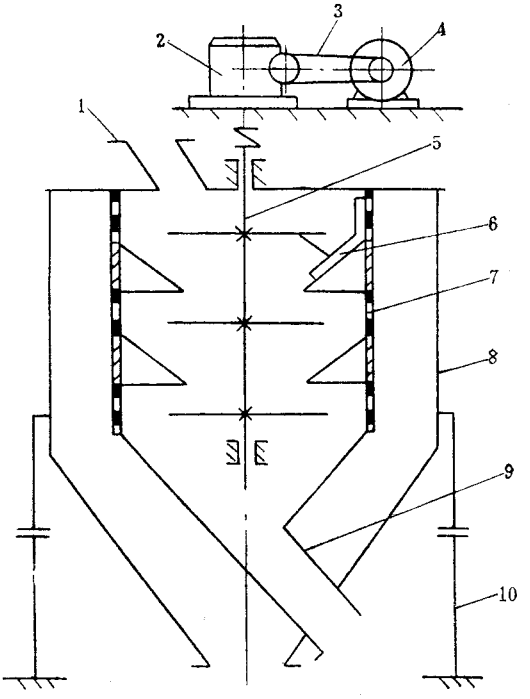

图 2－4－18　无振动离心筛的结构组成和工作原理

1—给料溜槽；2—减速器；3—带传动；4—电动机；5—固联着给料的立轴体；6—清理器；7—装有锥形漏斗的筛筒；8—装有门和末煤漏斗的外壳；9—块煤漏斗；10—组合式机架

由驱动装置 2、3、4 带动立轴体 5 旋转，原煤由给料溜槽 1 进入给料盘，并均匀地撒向

筛筒 7，一部分小于筛孔的颗粒穿过，其余物料受筛筒阻滞作用仍留在内侧，这就实现了部分筛分。被阻滞在筛筒内侧的物料经过锥形漏斗进入第二层给料盘，并再次布料筛分，如此重复，最后筛上物和筛下物靠重力从各自的排料漏斗中排出。清理器的作用是防止粘细煤炭淤塞筛网和锥形漏斗。显然，物料主要是在离心力场中实现筛分的，筛筒不作任何振动，故称之为无振动离心筛。

LS－1000 型无振动离心筛的主要技术特征见表 2－4－14。

表 2－4－14　LS－1000 型无振动离心筛的主要技术特征

项目		规格	单位	备注
用途		煤炭干法筛分		或接近矿物筛分
入料性质	粒度范围 外在水分	0～50 不限	mm	最大不宜超过 100mm 限于干法筛分
工艺条件	筛分粒度	6～13 ～40		按 6mm 筛分
	生产率	～70	t/h	按 13mm 筛分
筛筒直径		1000	mm	根据用户需要选择其中一种
筛缝尺寸		7×36 13.5×60	mm	
筛面面积		1.5	m^2	
给料盘直径		800	mm	
给料盘转速		140	r/min	
电动机	型　号	Y132S－4		
	功　率	5.5	kW	
	额定转速	1440	r/min	
减速器	型　号	WHC－12		
	公称速比	8		
外形尺寸		1620×1620×2722	mm	包括入料溜槽和排料斗
质　量		2690	kg	包括电动机减速器等

2. LS－1000 型无振动离心筛的主要部件

(1)立轴体

立轴体主要由立轴、给料盘和轴承组件构成。立轴是一根中间粗，两头细的阶梯油，用 45 号优质碳素钢制成。立轴长度较大，且长径比较大(最小长径比 1200∶75)，为防止热处理变形，采用正火处理。三个给料盘中上边两个为倾斜安装(倾斜度 8∶1)，下边一个为水平安装(图 2－4－18 中均画成水平安装)，倾斜安装的目的是为了扩大从给料盘上撒出的料流在筛筒上的高度，从而充分利用筛面面积，实现薄层筛分，提高筛分效果。两个倾斜给料盘的倾斜方向相反，即给料盘边缘的最低点或最高点在立轴的周向相差 180°，以便使它们旋转时对立轴的力偶能互相抵消，减轻立轴的工作载荷。最下边的一个

给料盘布置成水平状态是因为物料经过上边两次给料筛分后，细颗粒基本透筛，进入该给料盘的物料量已大大减少。

各给料盘均由 4 块扇形板拼成，各扇形板所对的圆心角为 90°，其工作面靠近边缘一端焊有径向叶片。各扇形板用螺栓紧固在轮毂上形成圆盘。轮毂是用平键联接在立轴上的，其轴向定位靠轴肩或轴套。为增加给料盘的整体刚性，将各扇形板在其边缘处用联接板联接。扇形板用耐磨钢板制成，当磨损失效后可以在不拆卸轮毂的情况下更换，便于装配。

立轴体的轴承组件包括上支承和下支承，因载荷不大，且无径向尺寸限制，故上、下支承全部采用运转灵活的球轴承。下支承中采用一对向心推力轴承，拧动下轴承盖法兰上的螺栓，便能实现轴承预紧，增加或减少下轴承盖与轴承座之间的垫片数量，便可改变预紧程度。立轴体的全部重量由下轴承承担，因某种原因（如运输或运行故障等）使立轴向上窜动时，上轴承会限制这种窜动，从而保证了立轴体的轴向支承刚度。

上支承采用双列向心球面轴承，允许上、下轴承有较大的不同轴度，当上、下轴承座装配精度较低时，也不会妨碍立轴正常运转。考虑到上、下支承跨度较大，各构件轴向尺寸累积误差较大，故将上支承的轴承外圈设计成轴向不定位的结构，以增加该轴承对轴向位置的适应性。因轴承的工作环境较脏，所以各空心轴承盖全部采用皮碗形胶圈密封。

(2)筛筒

筛筒主要由筛筒框架、漏斗和弧形筛网构成，其中框架设计成永久件，漏斗和筛网为易损件，它们之间采用螺栓连接。

筛筒框架是一个组焊件，它包括上、下角钢圈、中间锅板圈和 T 型立筋板，均由普通钢板制作。上、下角钢圈和两个间隔布置的中间钢板圈使筛筒框架在其轴向形成 3 个“空白区”，4 根立筋又使每个空白区在其周向形成 4 个“空白段”，即筛筒框架共有 12 个“空白孔”，用以安装 12 块弧形筛网。上、下角钢圈的上、下端面均钻有光孔，分别用螺栓连接盖板和将筛筒固定在机架上。

空白孔的上、下边缘焊有螺杆，用压铁、螺母将弧形筛网紧固在筛筒框架上。

两个漏斗是由普通钢板制作的，为截锥形，其大端直径约等于筛筒框架中间钢板圈的内径，其锥角为 90°。漏斗大端约与钢板圈上缘平齐，两个漏斗用特制的联接块和螺栓分别紧固在两个钢板圈的内侧。

弧形筛网由网框和网片焊接而成，网框用低碳扁钢条焊接后冷弯而成，网片为不锈钢（1Cr18Ni9Ti）焊接筛网，筛孔为矩形，其长边布置在水平方向，以适应料流在筛筒周向具有一定的速度，从而扩大筛面的实际开孔率。

(3)外壳

外壳主要由外壳框架、弧形门和扇形盖板组成。外壳框架由上、下角钢圈和 4 根槽钢立柱焊接而成,上、下角钢圈的上、下端面上均钻有光孔,分别用于联接扇形盖板和将外壳用螺栓紧固在机架上。对开的弧形门共有 8 扇,分别被铰接在 4 根槽钢柱上,它们相对外壳中心对称布置。打开任一对弧形门,都能使筛筒在对应的 90°范围内完全暴露,以便检查或更换筛网,筛机工作时,用门销将弧形门关紧。为了防止透过筛孔并具有一定动量的细粒物料冲击弧形门,粘附在内壁上,各弧形门的内侧都衬有橡胶帘。橡胶帘与弧形门保持一定的间隔,其上边缘被悬挂在与弧形门焊成一体的支承架上,其余地方不固定。这样,柔性并能游动的橡胶帘能随时把粘附在上面的物料抖掉。

(4)机架

机架由立柱、横梁、纵梁和交叉梁构成,各构件之间采用螺栓连接。立柱由上、下立柱组成,也采用螺栓连接,若筛分机被安装在楼房地板上,为节约空间可拆去下立柱。交叉梁有两根,均位于上立柱下端处水平。其中一根为长梁,惯穿机架对角线,另一根由两根短梁组成,惯穿机架的另一条对角线。长梁和短梁组成十字交叉梁,它们之间用连接板连接。在交叉梁中心处装有座板,用以安装立轴体的下轴承座,承担立轴体的全部重力。

上横梁位于机架顶部,用于承担驱动装置和给料漏斗。下横梁和下纵梁与交叉梁在同一水平,其主要作用是增强机架的整体刚性。立柱用角钢对焊而成,其断面为空心矩形。交叉梁用槽钢和钢板焊接而成,其断面也是空心矩形。其余梁都是槽钢。在交叉梁的 4 个端头处均焊有耳板,用以安装并支承外壳。

(5)漏斗和驱动装置

漏斗是组焊件,包括块煤漏斗和末煤漏斗。其中块煤漏斗位于末煤漏斗中间,两者用筋板焊接并加固。两漏斗的上缘均焊有连接法兰,分别与筛筒和外壳用螺栓连接。为适应机器交叉梁从漏斗上穿过的需要,在相应部位均割出缺口,整机组装时可根据用户需要,改变漏斗相对外壳和筛筒的周向位置,从而改变块煤漏斗排料管相对入料溜槽的倾斜方向,以满足安装系统的需要。

驱动装置由普通电动机、蜗轮蜗杆减速器和带传动组成,其中带传动用以调节传动比。

(二)无振动离心筛的设计计算

1. 约束因素及设计准则

一般筛分要求最大块煤产率,给料盘转速不宜过高,否则煤破碎和筛网磨损必然严重。但是,转速过低又势必影响末煤透筛率和原煤处理量(如表 2 – 4 – 15)。

表 2－4－15　无振动离心筛的技术因素及约束情况

因素 / 技术分析	给料盘转速	块煤破碎率	末煤透筛率	原煤处理量	筛网磨损
取值	大	大	大	大	大
评价	—	不好	好	好	不好
是否约束	—	是	否	否	是

设计准则：原煤处理量是最基本的工艺指标，必须保证；离心筛分属于精确筛分，故末煤透筛率标志着筛分效率，它是最基本的工艺指标，必须保证；块煤破碎率无论如何不能从根本上消除，故应以使人能够接受的块煤破碎率为代价——正如近似筛分以块煤跑粗为代价一样，以确保有较高的处理量和筛分效率；至于筛网磨损，也是不能从根本上消除的，然而若从结构和材料上处理是不难解决的，所以可将其做为非约束因素对待。总之，在块煤破碎率能够使人接受的前提下，尽量选择偏高的给料盘转速，以保证原煤处理量和筛分效率，同时设计好坚固耐用，开孔率较高的筛网，这就是离心筛的设计准则。

根据无振动离心筛模型机的试验研究结果，确定给料盘个数为 3 个，物料与筛面在筛面法线方向的相对速度 $v_n = 6.38 m/s$。

2. 给料盘转速 n 的计算

(1)建立力学方程

给料盘的俯视图及单颗粒受力分析如图 2－4－19 所示。

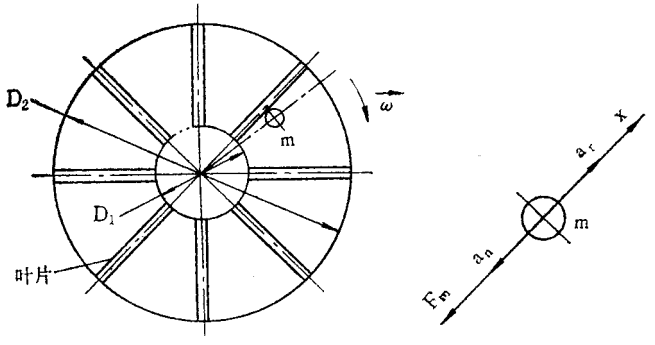

图 2－4－19　颗粒在给料盘上的受力状态

因圆盘上设置的径向叶片限制物料 m 做周向运动，故忽略哥氏惯性力，只考虑物料的径向受力和运动。另外，摩擦力相对较小，故忽略不计，则有：

$$ma_r = ma_n$$

$$dv_r/dt = x\omega^2 \tag{4-20}$$

式中　v_r——物料相对给料盘的径向速度，变量；

x——物料的径向位移，变量；

ω——给料盘的转动角速度，常量。

(2)径向速度 v_r

求物料运动到给料盘边缘，即 $x = D_2/2$ 时的径向速度 v_r

$$v_r = dx/dt$$

由方程(4-20)得：$v_r d_r = \omega^2 x dx$

$$\int_0^{v_r} v_r dv_r = \int_a^x \omega^2 x dx$$

$$v_r^2/2 = \omega^2(x^2 - a^2)/2$$

$$v_r = \omega \cdot \sqrt{X^2 - a^2} \tag{4-21}$$

式中　a——物料相对给料盘发生径向运动时的起始半径，根据结构参数可知：$a = 0 \sim D_1/2$，按等量物料即等量面积考虑，取平均值，

有：$a^2\pi = (D_1/2)^2 - a^2\pi$

则：$a = \sqrt{2}D_1/4$

x——物料的径向位移，此时 $x = D_2/2$

代入式(4-21)得：

$$v_r = \omega \cdot \sqrt{(D_2/2)^2 - (\sqrt{2}D_1/4)^2}$$

$$= \omega \cdot \sqrt{(0.8/2)^2 - (\sqrt{2} \times 0.4/4)^2}$$

$$= \sqrt{0.14}\omega$$

(3)切向速度 v_r

物料运动到给料盘边缘时的切向速度 v_r 为：

$$v_r = D_2\omega/2 = 0.8\omega/2 = 0.4\omega$$

(4)法向速度 v_n 与 v_r、v_r 的关系

建立法向速度 v_n 与径向速度 v_r、切向速度 v_r 的关系式：

速度 v_n、v_r、v_τ 的关系如图 2-4-20 所示。

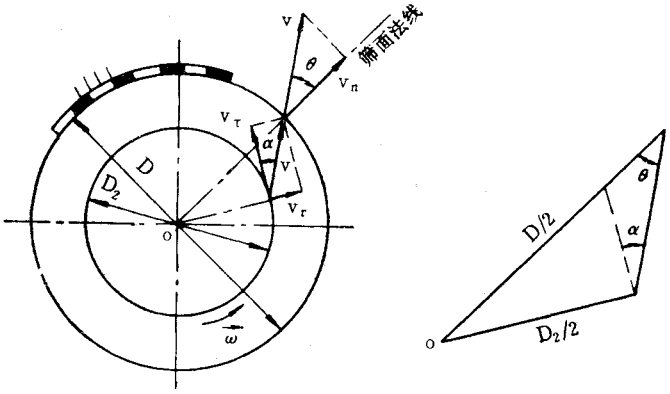

图 2－4－20　法向、径向、切向速度图

由速度图得：$v = v_n/\cos\theta$

又据正弦定理

$$\sqrt{V_r^2 + V_\tau^2} = V_n/\cos\theta \tag{4-22}$$

有：

$$\frac{D_2/2}{\sin\theta} = \frac{D/2}{\sin(90^\circ + \alpha)}$$

则：

$$\sin\theta = D_2\cos\alpha/D$$

而：

$$\cos\alpha = \frac{V_\tau}{V} = \frac{V_\tau}{\sqrt{V_r^2 + V_\tau^2}}$$

$\therefore$

$$\sin\theta = \frac{D_2 V_r}{D \cdot \sqrt{V_r^2 + V_\tau^2}} \tag{4-23}$$

$$\cos\theta = \sqrt{1 - \sin^2\theta} = \sqrt{1 - \frac{D^2 V_\tau^2}{D^2(V_r^2 + V_\tau^2)}}$$

代入式(4－22)得到：

$$\sqrt{V_r^2 + V_\tau^2} = \frac{V_n}{\sqrt{1 - \frac{D^2 V_\tau^2}{D^2(V_r^2 + V_\tau^2)}}}$$

整理得：$V_r^2 + [1 - D_2/D)^2]\, V_\tau^2 - V_n^2 = 0$ (4－24)

(5)给料盘转速 n

将：$V_r = \sqrt{0.14}\omega$；$V_\tau = 0.4\omega$；$V_n = 6.38\text{m/s}$；$D_2 = 0.8\text{m}$；$D = 1\text{m}$；

代入方程(4－24)：

$$0.14\omega^2 + (1 - 0.8^2) \times 0.4^2\omega^2 - 6.38^2 = 0$$

则：

$$\omega = 14.35;\ n = 30\omega/\pi = 30 \times 14.35/\pi$$
$$= 137.03(\text{r/min})$$

考虑由物料重力和周向哥氏力产生的摩擦力及颗粒间的粘滞力，取定 n = 140r/min。

3. 验算相对入筛角度

物料趋入筛面时，相对筛面运动的方向线与筛面法线的夹角（取锐角），称为相对入筛角度，以 θ 表示（见图 2－4－20）。由方程（4－23）得：

$$\theta = \arcsin\left(\frac{D_2 V_\tau}{D\sqrt{V_r^2 + V_\tau^2}}\right)$$

将：$D_2 = 0.8$；$D = 1$；$V_r = \sqrt{0.14}\omega$；$V_\tau = 0.4\omega$ 代入得：

$$\theta = \arcsin\left(\frac{0.8 \times 0.4\omega}{\sqrt{0.14\omega^2 + 0.16\omega^2}}\right) = 35.75°$$

可见相对入筛角度较大，有利于提高料流对筛面的清理作用。

4. 给料盘工作转矩的计算

被筛分物料为流动性较好的碎散物料，料流不断从给料盘中心处给入，又不断从给料盘周边处排出，物料的速度矢量及转轴 o 的受力分析如图 2－4－21 所示。

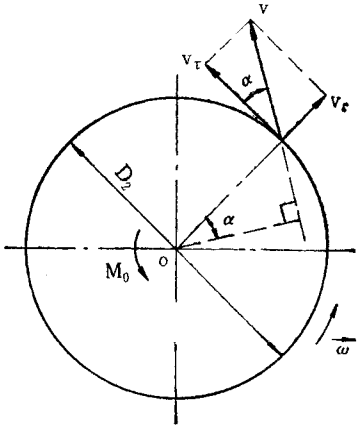

图 2－4－21　给料盘受力分析

根据质点系动量矩守恒定律有：

$$M_0 = m(v_2 d_2 - v_1 d_1) \qquad (4-25)$$

式中　M_0——给料盘赋给筛盘上物料的相对于转轴 o 的力矩（kg·m）；

m——单位时间内流入给料盘的物料的质量，它等于单位时间内从给料盘流出的物料的质量（kg/s）；

$$m = (5/18)\,Q \quad (\text{kg/s})$$

Q——筛分机小时处理量（t/h），根据离心筛模型机试验研究结果（前期工作）和已经确定的结构参数，取 Q = 100t/h，

则：$m = (5/18) \times 100 = 250/9$　　(kg/s)

v_1、v_2——依次为物料在水平面内的流入速度和流出速度(m/s)，$v_1 = 0$，$v_2 = v = \sqrt{v_r^2 + v_\tau^2}$

d_1，d_2——依次为 v_1、v_2 的方向线(速度矢)相对 O 轴的距离(m)，

$$d_2 = \overline{OB} = D_2 \cos\alpha/2 = \frac{0.8 v_\tau}{2\sqrt{V_r^2 + V_\tau^2}}$$

将各参量代入式(4－25)：

$$M_0 = \frac{250}{9}\left(\frac{0.8 V_\tau}{2\sqrt{V_r^2 + V_\tau^2}} \cdot \sqrt{V_r^2 + V_\tau^2} - 0\right)$$

$$= 100/9 \cdot V_\tau$$

其中，

$$V_\tau = \frac{D_2}{2}\omega = \frac{D_2}{2} \cdot \frac{\pi n}{30} = \frac{0.8\pi \times 140}{60}$$

$$= \frac{5.6\pi}{3}$$

$$\therefore \quad M_0 = \frac{100}{9} \cdot \frac{5.6\pi}{3} = \frac{560\pi}{27}$$

三个给料盘对立轴产生的阻力转矩为：

$$M = 3M_0 = 3 \times \frac{560\pi}{27} \approx 20(\text{kg}\cdot\text{m}) = 195.47(\text{N}\cdot\text{m})$$

5. 立轴功率的计算和电动机、减速器选型

(1)立轴功率的计算

$$N_0 = K\frac{Mn_2}{9550\eta^3} \tag{4-26}$$

式中　M——立轴工作阻力矩，$M = 195.47\text{N}\cdot\text{m}$；

n_2——立轴工作转速，$n_2 = 140\text{r/min}$；

η——立轴上、下轴承的传动效率，考虑到上、下轴承座不是一个整体，且跨度较大，取 $\eta_1 = 0.97$，则 $\eta = 0.97^3$；

K——考虑清理器刮动阻力的系数，取 $K = 1.2$。将各参量代入式(4－26)：

$$N_0 = 1.2 \times \frac{195.47 \times 140}{9550 \times 0.97^3} = 3.768(kW)$$

(2)电机功率计算和电机选型

$$N = KN_0/\eta \tag{4-27}$$

式中　N_0——立轴功率，$N_0 = 3.768\text{kW}$；

η——总传动效率，$\eta = \eta_1\eta_2\eta_3 = 0.96 \times 0.90 \times 0.99 = 0.855$；

η_1——带传动效率，$\eta_1 = 0.96$；

η_2——减速器传动效率，$\eta_2 = 0.90$；

η_3——联轴器传动效率，$\eta_3 = 0.99$；

K——载荷不均匀系数，取 $K = 1.1$。

将各参量代入式(4－27)中：

$$N = 1.2 \times 3.768/0.855 = 5.288(kW)$$

根据载荷物点，工作制度和启动特性，选取 Y 系列三相异步电动机，其技术特征见表 2－4－16。

表 2－4－16　电动机技术特征

型号	Y132S－4	堵转转矩(N·m)/额定转矩	2.2
额定功率(kW)	5.5		
额定电流(A)	11.6	最大转矩(N·m)/额定转矩	2.2
额定电压(V)	380		
额定转速(r/min)	1440	中心高(mm)	132
堵转电流(A)/额定电流	7.0	质量(kg)	68

(3)减速比分配和减速器选型

总传动比：$i = n_1/n_2 = 1440/140 = 10.286$

考虑到总传动比的大小和载荷特性，选用圆弧齿圆柱蜗杆减速器，其技术特征见表 2－4－17。

表 2－4－17　减速器技术特征

型号	WHC12	输入功率(kW)	$n_1 = 1500r/min$ $n_1 = 1000r/min$	4.5 3.9
中心距(mm)	125			
公称传动比	8	输出扭矩(kg·m)	$n_1 = 1500r/min$ $n_1 = 1000r/min$	20.7 26.6
实际传动比	7.75			
质量(kg)	91～100			

计算输入轴转速 $n_1 = 1440r/min$ 时的输出扭矩 M_c，用内插值法得：

$$M_c = 20.7 + \frac{26.6 - 20.7}{1500 - 1000} \times (1500 - 1440)$$

$$= 24.41kg \cdot m$$

立轴体工作阻力矩 $M = 195.47\text{N}\cdot\text{m} = 19.93\text{kg}\cdot\text{m}$

$$M_c > M \qquad \text{(安全)}$$

带传动比为 $i_1 = i/7.75 = 10.286/7.75 = 1.327$

因结构需要(电机不能和入料溜槽相碰),确定带传动中心矩,$a = 509\text{mm}$。带传动设计计算过程略。

(三)无振动离心筛的性能特点及其分析

1. 离心筛对原煤水分的适应性强。水分大时,不易堵筛孔,水分小时,不扬粉尘,故不需人工清理筛面或洒水降尘。

不堵筛孔的特点基于下列两个缘故:

(1)与振动筛比较,物料相对筛面的入筛速度 V 较大,物料相对筛面法向的入筛角度 θ 较大。这使得料流对筛面具有较强的清理作用。

(2)离心筛的结构特点使它便于装有自动清理器,清理器强迫筛面保持清洁。

对于振动筛：
$$V = \sqrt{V_0^2 + V_m^2 - 2V_0V_m\cos(\pi + \beta - \gamma)}$$
$$\theta = \arcsin(V_m\sin(90^\circ + \beta - \gamma)/V_n)$$

式中 V_0——颗粒抛射初速度,

$$V_0 = A\omega\cdot\sqrt{1 - (g\cos\alpha/A\omega^2\times\sin\beta)^2}\ ;$$

V_m——颗粒回落末速度,

$$V_m = V_0\sqrt{1 + 4(\sin^2\beta\,\text{tg}^2\alpha + \sin\beta\cos\beta\,\text{tg}\alpha}\ ;$$

γ——速度矢 V_m 与筛面法线之夹角,

$$\gamma = \text{arctg}(\text{ctg}\beta + 2\text{tg}\alpha)\ ;$$

A——振幅;

ω——角速度;

g——重力加速度;

α——筛面倾角;

β——抛射角。

对于旋转概率筛：$V = \sqrt{V_n^2 + V_g^2}$

$$\theta = \text{arctg}(V_n/V_g)$$

式中 V_n——物料水平速度,$V_n = \pi(r_s n_s - r_g n_g)/30$;

V_g——物料铅垂速度,$V_g = \sqrt{2gh}$;

r_s、n_s——筛盘着陆半径和转速;

r_g、n_g——给料盘半径和转速;

h——给料盘距筛盘高度。

对于离心筛：

$$V = \sqrt{V_r^2 + V_\tau^2}$$

$$\theta = \arcsin(D_2 V_\tau / DV)$$

式中各符号意义如前。

典型筛分机的运动学参数如下：

普通直线筛 $\begin{cases} A = 5\text{mm} \\ n = 830\text{r/min} \\ \alpha = 5° \\ \beta = 45° \end{cases}$

直线等厚筛 $\begin{cases} A = 5.5\text{mm} \\ n = 830\text{r/min} \\ \alpha_{平均} = 20° \\ \beta = 40° \end{cases}$

直线概率筛 $\begin{cases} A = 5\text{mm} \\ n = 940\text{r/min} \\ \alpha = 45° \\ \beta = 90° \end{cases}$

旋转概率筛 $\begin{cases} r_s = 0.9\text{m} \\ n_g = 45\text{r/min} \\ r_g = 0.8\text{m} \\ n_g = 11\text{r/min} \\ h = 0.3\text{m} \end{cases}$

离心筛 $\begin{cases} n = 140\text{r/min} \\ D_1 = 0.4\text{m} \\ D_2 = 0.8\text{m} \\ D = 1\text{m} \end{cases}$

代入相应公式计算并将计算结果列入表 2－4－18。

表 2－4－18　各种筛机的入筛速度和入筛角度

筛分机	V(m/s)	0(°)
普通直线筛	0.574	4.98
直线等厚筛	0.827	32.33
直线概率筛	1.465	41.67
旋转概率筛	4.112	53.84
离　心　筛	7.86	35.75

2. 离心筛按 13 ~ 16mm 筛分潮湿粘性细粒级煤炭时，单位筛面面积处理量约为普通振动筛的 5 ~ 7 倍，总筛分效率比普通振动筛提高 20% ~ 30%。

单位筛面面积处理量较大的特点基于下列两个缘故：

(1)离心筛布料均匀，松散状态好，筛面上物料流移动速度比振动筛快，能够实现较为理想的薄层筛分。

振动筛筛面上的料流移动速度为：

$$V = n_p c_m A\omega\cos\varphi_d\cos\beta$$

式中　n_p——跳动系数，一般 $n_p = 1$；

c_m——料层厚度和颗粒间粘滞作用对料流速度的影响，一般 $c_m = 0.8$；

A——振幅，一般 $A = 0.005\text{m}$；

ω——角频率，一般 $\omega = 87$；

$\cos\varphi_d = \sqrt{1 - 1/K_V^2} = 0.954$；

K_V——抛射强度，一般 $K_V = 3$；

$\cos\beta = 0.707$；

β——抛射角，一般 $\beta = 45°$。

将各数值代入上式：$V = 0.8 \times 0.005 \times 87 \times 0.954 \times 0.707$

$= 0.23(\text{m/s})$

离心筛筛面为垂直布置，料流经给料盘进入筛面后，在重力作用下作自由落体运动，初速为 0。物料到达筛面下端时的末速因运动起点不同而不同。

$$V_{min} = 0,\ V_{max} = \sqrt{2gh}$$

式中　h——筛面高度，$h = 200\text{mm}$。

平均料流速度为：$V = \frac{\sum V_i}{i} = \frac{\sum 2gh_i}{i} = \frac{2g\sum hi}{i}$，取 $i = 20(\Delta h = 10)$ 得：$V = 1.36\text{m/s}$，显然，$1.36\text{m/s} > 0.23\text{m/s}$。

(2)离心筛的筛面利用率比振动筛高。

3. 离心筛对原煤进行筛分，块煤有一定破碎，但能为人所接受。

4. 离心筛容易制造和调试，运行可靠，使用寿命长。与相当规格的振动筛比较，小型离心筛制造成本较高；大型离心筛制造成本较低。使用维护成本较振动筛低。

5. 离心筛只转动，不振动，对地基无动负荷，噪音低，防尘性能好。

第三节　破碎机械的使用

一、2PLF 新齿型分级破碎机应用

(一)工作原理

新齿型分级破碎机,破碎齿螺旋布置在齿辊上,两辊相对运动如旋转的格筛,将小于产品粒度的物料筛去,对大块物料进行破碎,避免了进入破碎机的物料搀杂破碎的缺陷。分级破碎机无需先筛分后破碎,筛上物再返回破碎的传统闭路流程,而经过其便可直接得到合格粒度的产品。破碎系统采用开始破碎,可简化工艺系统,节省设备及基建投资。

(二)特点和用途

严格保证产品粒度,过粉碎小。本机采用固定中心距,对物料进行强行破碎,齿辊的结构尺寸根据产品粒度要求进行设计,严格控制产品通过的空间尺寸,可作为最终的粒度把关破碎设备。产品粒度均匀合格、粉煤出量少、节能降耗、设备使用寿命长。耐磨破碎齿磨损后现场可直接堆焊修复,方便快捷、生产维修费用低。

该机取消了传统破碎机中的长齿齿轮传动和退让系统,减少了中间能耗和故障点。整机操作简单、两辊完全对称具有很好的互换性。除配有电流过载保护系统和皮带传动保护外,还设有特殊的机械保护装置,使得整机运行可靠,而一旦出现堵转现象便会自动停机并发出警报,保护机器及整个系统。

本产品主要用于破碎煤炭、焦炭等中硬以下物料的粗碎、中碎作业。可广泛应用于煤炭、建材、冶金、化工等行业。

(三)应用厂家

由唐山煤研分院研制和生产的 2PLF 系列产品应用情况见表 2 – 4 – 19。

表 2 – 4 – 19　2PLF 破碎机应用情况一览表

序　号	应　用　厂　家	规格型号	应用时间
1	北京矿务局长沟峪煤矿	2PLF7010	1998 年
2	北京矿务局大台煤矿	2PLF7010	1998 年
3	北京房山高末煤公司	2PLF7060	1999 年
4	新疆六湾煤矿	2PLF7010	1999 年

序　号	应　用　厂　家	规格型号	应用时间
5	内蒙神华集团	2PLF5050	1999 年
6	山西安泰物资有限公司	2PLF6550	1999 年
7	贵州水城局老鹰山选煤厂	2PLF7010	2000 年

(四)典型应用范例

北京矿务局长沟峪煤矿使用老式双齿辊破碎机,粒度超限,粗细不匀,常因故障被迫停车检修。每年需更换破碎齿板 5 次,每年需更换一台新破碎机。且粒度不均,用户多次提出不满。用新齿型分级破碎机替代老产品后,粒度均匀合格,得到煤炭用户好评。使用十个月后整机运转一切正常,只有破碎齿头稍有磨损,估计可使用两年时间。且待齿部堆焊层磨损后,只需对齿部再次堆焊即可,极大的提高了设备的使用寿命。

图 2－4－22 为长沟峪煤矿使用 2PF90/100 新齿型分级破碎机的原煤加工工艺流程。原煤经分级筛分级后,大于 80mm 的物料经捡矸、除杂后入破碎机,破碎机将物料破碎至 80mm 以下,破碎产品同分级筛筛下产品(≤80mn)一起作为商品煤直接出售。

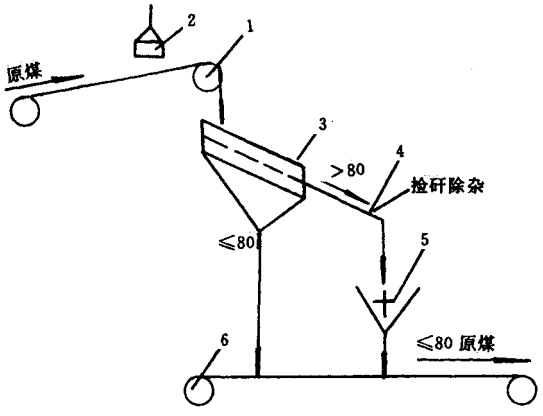

图 2－4－22　长沟峪煤矿原煤加工系统示意图

1—原煤胶带;2—除铁器;3—原煤分级筛;4—溜槽;5—破碎机;6—产品胶带

长沟峪煤矿破碎机入料粒度、产品粒度组成见表 2－4－20、表 2－4－21。

表 2－4－20　破碎机入料粒度组成

粒级(mm)	产率(%)	筛上累积(%)
> 500	3.60	3.60
300 ~ 500	25.10	28.70
150 ~ 300	20.30	49

粒级(mm)	产率(%)	筛上累积(%)
80～150	51	100
毛煤总计	100	

注 筛分前煤样最大料度 600mm,机械强度 74.09。

表 2－4－21　破碎机产品粒度组成

粒级(mm)	产率(%)	筛上累积(%)
＞80	1.60	1.60
40～80	71.50	73.10
25～40	7.70	80.80
13～25	6.30	87.10
6～13	5.40	92.50
3～6	3.10	95.60
0～3	4.30	99.90
0～13 合计	12.80	
毛煤总计	99.90	

新齿型分级破碎机使用结果表明 新齿型分级破碎机工艺性能良好,运转安全可靠,操作简单,维修量小,技术进步明显,是煤炭、焦炭等中硬以下矿石理想的破碎设备。

北京矿务局大台煤矿原使用颚式破碎机(功率 80kW)粒度超限,粗细不匀,常因故障被迫停车检修。粒度不均,用户提出如粒度再不能保证,将拒绝购买该矿产品。使用新齿型分级破碎机替代老产品后,粒度均匀合格,得到煤炭用户的好评。维修量几乎为零,每年节电 24 万度。而且可根据市场需要方便调节产品粒度(55～90mm),增强了适应市场的能力。

二、2PG 系列双齿辊破碎机应用

(一)工作原理

2PG 双齿辊破碎机由两个旋转方向相反的齿辊组成。齿辊转动时,辊面上的齿牙可将煤块咬住并加以劈碎。给料由上部给入,破碎后的产物随着齿辊的转动从下部带出。破碎产物的粒度由两齿辊齿面之间的间隙决定。当大块坚硬物料落入破碎腔不能被轧碎时,齿辊受力增大,可动轴承压缩弹簧,增大两上齿辊间隙,排出硬物,然后借弹簧的恢复力使可动齿辊回到原来位置。

（二）特点和用途

齿辊破碎机是以劈碎作用为主，兼有冲击和弯曲等作用。齿辊破碎机的优点是破碎产品粉化程度小，动力消耗较低 缺点是辊齿易磨损，不能破碎坚硬物料，生产效率较低，在选煤厂适用于对大块原煤的破碎。

（三）应用厂家

由唐山煤研分院研制和生产的 2PG 系列产品应用情况见表 2－4－22。

表 2－4－22　2PG 破碎机应用情况一览表

序　号	应　用　厂　家	规格型号	应用时间
1	山西河东煤焦有限公司	2PG360×700	1996 年
2	内蒙华能东胜分公司	2PG400×500	1996 年
3	山西省高平市唐安煤矿	2PG580×1000	1996 年
4	山西潞城潞宝焦化选煤厂	2PG450×500	1998 年
5	河北开滦局吕家坨矿选煤厂	2PG940×560	1998 年
6	山西蒲县东胜有限责任公司选煤厂	2PC450×500	1999 年

三、PCH 环锤式破碎机应用

（一）工作原理

环锤式破碎机是利用高速回转锤子的打击作用进行破碎的。转子高速回转时，由于离心力的作用，锤头呈放射状，当物料由破碎室上部给入后，受到高速锤头的打击并被抛向机体内壁的破碎板上，在破碎板上物料经再次碰击破碎后落到下面篦条上，小于篦条间隙的细粒物料从篦条间隙中排出，篦条上面的物料继续被锤头打击、挤压或磨剥，直至全部透过篦条为止。

（二）特点和用途

环锤式破碎机的结构简单、机构紧凑、生产能力大、破碎比大、动力消耗少。缺点是篦条磨损较快。

环锤式破碎机在选煤厂中多用于中煤的中碎和细碎作业。适用于破碎脆性材料，可将煤破碎到 13～3mm 以下，而且可保证产品中不混入过大粒度的颗粒。

（三）应用厂家

PCH 环锤式破碎机应用情况见表 2－4－23。

表 2－4－23　PCH 破碎机应用情况一览表

序　号	应　用　厂　家	规格型号	应用时间
1	佳木斯煤气公司	PCH0604	1997
2	内蒙鑫河煤焦化有限公司	PCH0604	1998 年
3	山西蒲县选煤厂	PCH0604	1999 年

第四节　筛分机的选型、安装和维护

一、筛分机的选型

选用或设计一台符合实际要求的筛分机是确保筛分机正常工作的前提。对于选用已定型的筛分机械，要根据用途、物料的特性、筛分机的几何尺寸和结构类型、生产运行对筛分机特性的要求等确定。

选用定型产品包括类型的选择和规格的确定。

(一)筛机类型的选择

筛机类型选择的依据是被筛物料的性质和用途等因素。

(1)用途：筛分机可用作干法筛分、湿法筛分、脱泥、脱水和脱介等。

(2)物料性质：入筛物料粒度上限、分离粒度、物料的重度和水分等。

根据物料性质和用途，推荐按以下原则选型；

(1)特大块的分级，或 50mm 以上分级时，入料中特大块含量高，粒度上限大时可选用 yH 系列重型振动筛。

(2)50～80mm 干法分级可选用 yK、yA 系列圆振动筛。

(3)50mm 以下干法分级可采用等厚筛、概率筛，ZK 型直线振动筛。

(4)13mm 以下干法分级可选用旋转概率筛、琴弦筛，弛张筛或螺旋分级筛等。6mm 以下干法分级也可选用离心筛。

(5)脱泥、脱水、脱介、湿法分级可采用直线振动筛。

(6)3mm 以下固、水混合物的分级脱水、可选用高频振动筛、弧形筛、旋流筛等。

(二)筛分机规格的确定

确定筛分机规格取决于生产率。根据生产率计算所需筛面面积，确定筛机的规格。

除此以外，各种设备在技术特征栏内都介绍本机的处理量。有的厂家能准确标明不同筛孔尺寸时的各种处理量。但有的厂家往往介绍一个范围很宽的数值，用户应懂得，这是对不同筛孔而言，大筛孔，处理量大，小筛孔处理量小。有的是双层筛面，应根据第二层筛面的处理量来选取筛机。如果用户单纯根据设备技术特征中给的范围，取一个中间值，这样来确定筛分机的规格，则往往要出错。应根据物料性质及粒度组成，仔细分析及计算来选择。

二、筛分机的安装及调试运转

(一)筛分机的工艺配置关系

在振动筛安装配置时要注意以下问题：

(1)振动筛箱体与相邻固定部件之间的距离。

从振动筛的动力学分析中可知，惯性振动筛工作频率是远离共振频率的，因此振动筛开、停车时都要经过共振区，振幅增大。为此，在工艺配置及安装时要注意。一般振动筛箱与固定物间距应大于工作振幅的 10 倍以上，通常为 50 ~ 100mm。

(2)振动筛入料溜槽口至筛面的垂直高差，必须考虑入料中大块能通过，一般：

$$H \geqslant 1.5 \sim 2d_{max}$$

式中　d_{max} ——入料中最大粒径。

(3)为了减少块煤的破碎率，尤其是动力煤，入料溜槽离筛面不宜过高。为减小对筛面的磨损，应尽量减少入筛物料相对筛面的初速度，因此倾斜入料溜槽不能太长。对振动概率筛，由于筛面短，为了提高筛分效率，应采用逆向给料或垂直给料，确保物料在筛面上充分分散开，再进行分级。

(二)安装

1. 安装前的准备

对新买来的设备在安装前，应该进行认真检查。通常认为新设备，全部都是新的，不需更换，不需检查，其实不然。由于制造的成品，在库存堆放时间过长，如轴承生锈，密封件老化或者搬运过程中损坏等，如遇有这些问题需要更换新零件。还有如激振器，出厂前为防锈，注入了防锈油，正式投入运行前应更换成润滑油。

安装前都应该认真阅读说明书，做好充分准备。

2. 安装

筛分机安装时应按照安装图及使用说明书进行，安装顺序：

(1)安装支承装置的支架和电机架。安装时先将基础找平，然后装设支架和电动机架，调整相对位置，顺次装上隔振弹簧。弹簧要按标记值选配，每个支点的两个弹簧其静

压缩量基本上要相等；出料端和入料端的左右两侧，两个支点弹簧的静压缩量应两两相等。

(2)吊装筛箱　将筛箱连接在支承或吊挂装置上。装上后，应当同时调整筛箱倾角，使其符合安装图的规定。筛箱横向应找平，对于吊式，四根钢丝绳拉力应均匀，钢绳拉力可通过测量弹簧压缩量判断。如果筛箱偏斜，调节四根钢丝绳的长度，座式可以在弹簧座下加减垫片。

(3)安装电动机和三角胶带，安装万向联轴节。电动机接线通电后回转方向应符合总图要求。

(4)检查筛箱与溜槽、筛下漏斗间相对位置，要求在上下方向大于 100mm，宽度方向大于 50mm，料流方向应有大于 80mm 的工作间隙。

(三)试运转

筛分机安装完毕，应该进行空车试运转，初步检查安装质量，并进行必要的调整，

(1)筛子应空车试运转，时间不得少于 8h，在此时间内，观察筛子是否启动平稳，迅速，振动稳定，无特殊噪音，通过振幅牌观察其振幅是否符合要求。

(2)筛子运转时，筛箱振动不应产生横摆，如出现横摆其原因可能是两侧弹簧高差过大，吊挂钢丝绳的拉力不均、转动轴不水平或三角胶带过紧，应进行相应的调整。

(3)开车 4h 内，轴承温度渐增，然后保持稳定，最高温度不得超过 75℃，温升不能超过 40℃。

(4)如果开车后有异常噪音，或轴承温度急剧升高，应立即停机，检查轴是否转动灵活及润滑是否良好等，待排除故障后再启动。

(5)开车 2～4h 停机检查各联接部件有否松动，如果有松动待紧固后再开车。

(6)试车 8h 如无故障，应对安装工程验收。

三、筛分机的维护和检修

筛分机一般使用比较可靠，操作简单，但一旦出了故障，若不及时处理，也会在短期内损坏。因此，操作和维检人员需掌握它的性能，作到及时维修，才能保证筛分机的长期正常运转。

(一)筛分机的操作

(1)开机前应对激振器等润滑部件进行油量检查，保证适宜的油位。确保齿轮轴承等部件润滑良好。

(2)检查连接件是否松动，保证其紧固性，特别是固定激振器的螺栓。

(3)筛分机的启动次序是　如有除尘装置应先开动除尘装置然后启动筛分机，待运转

正常后，才允许向筛面均匀地给料。停机顺序与此相反。

(4)筛分机正常运转时，要密切注意轴承的温度。

(5)运转过程中要注意筛分机有无强烈噪音。筛箱振动是否平稳，若筛箱有摇晃现象，应检查四根支承或吊挂弹簧的刚度是否一致，有无折断情况。

(6)设备在运行期间，应定期检查磨损情况，若有的零件已磨损过度，应及时更换。

(二)维护、检修

筛分机的维护检修应由专职人员进行。应进行周检，月检和年检。

(1)周检 检查激振器及各部位螺栓是否松动，检查筛面是否松弛和破损，以及筛孔是否过大，发现问题应该及时处理。

(2)月检 检查筛框构件本身或焊接处有无裂纹。如有裂纹应清理表面。在裂纹末端钻孔 ϕ5mm，铲出坡口并预热后补焊，应确保焊透，焊后将焊缝磨平，再加上补强板。为了避免应力集中，不允许自行在筛框上进行气割开孔和焊接附件。

(3)年检 应对激振器大清洗检修。拆卸时应注意轴承内圈与本轴承体做同一标记，严防清洗后装配时将内圈与原轴承搞错，须对号入座，以保持轴承的原有游隙。如发现轴承点蚀，应对整套轴承更换。更换轴承时，先对原轴承内圈预热，将其从主轴上取下，再将新轴承内圈用油加热至 80～100℃后装入主轴。重新装配时，要注意两侧激振器的偏心块要保持同一相位。

(4)润滑 根据不同类型激振器和轴承，按其要求定期注油，每年应进行一次激振器轴承的大清洗，以确保润滑良好。

第五章　铁矿石的破碎与筛分技术

第一节　铁矿石的破碎技术

钢铁矿山方面的研究院校和铁矿选矿企业，近些年来对铁矿石破碎的科研和生产技术改造，主要是围绕降低最终破碎产品粒度，提高磨机能力，节约能耗，降低消耗等，进行破碎工艺、流程的改造，破碎筛分设备以及辅助设备的改造。

一、破碎工艺流程的改造

我国大、中型铁矿石选厂，原设计的破碎系统多为三段开路，已逐步改造为三段一闭路，还在向四段一闭路发展。比较典型的实例如东鞍山选厂等。

1. 东鞍山选厂破碎工艺流程的改进

第一次工艺流程改造，也称为工艺流程的基本改造。于 1959 年将原设计的三段开路破碎筛分流程改造为三段一闵路破碎筛分流程（见图 2－5－1），并增设一台细破碎机，总计为 6 台细破碎机。改造后显著改善了破碎产品粒度，其中 －12mm 的粒级含量由原来的 28.2% 提高到 58%，使磨机利用系数由原来的 1.8t/m^3·h 提高到 2.2t/m^3·h 以上。

第二次工艺流程改造。主要是在基本改造的基础上，于 1965 年进行了工艺流程的完善改造。改造的措施是扩建一筛分和二筛分厂房，其中一筛分增加 2 台 2000×4000mm 的固定棒条筛，解决了新增加年产 100 万 t75～20mm 块矿的输出问题，二筛分取消了原来 5 台 1500×3000mm 的振动筛，单独修建了 9 台 1800×3600mm 的振动筛分厂房。其流程见图 2－5－2，改造后使破碎和筛分能力达到平衡，在最终产品粒度

-12mm含量达70%的情况下，使破碎年产量达到460万t。

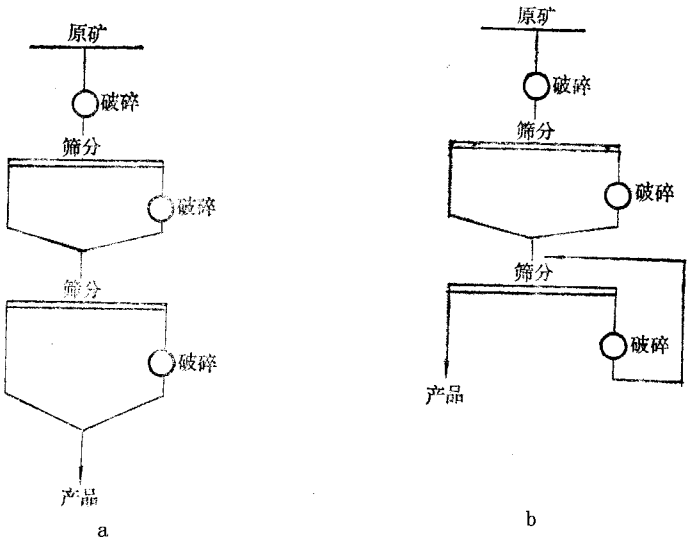

图2-5-1　改造前后的破碎流程

a—改造前破碎工艺流程；b—改造后破碎工艺流程

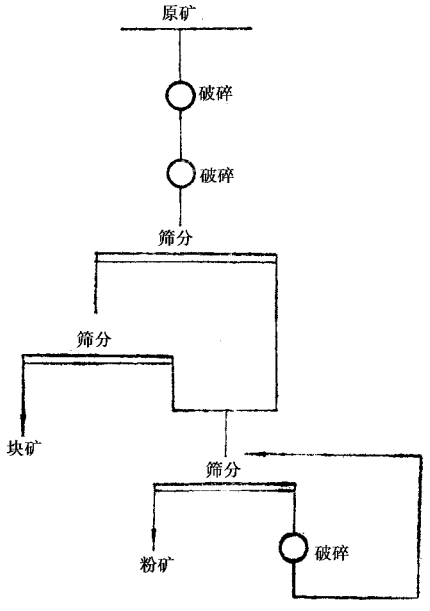

图2-5-2　完善改造破碎工艺流程

下一步拟采用超细碎机，并将工艺流程改为四段一闭路的破碎流程。原有三段破碎和筛。分系统，粗、中破碎系统不需进行改造，保留原有细破碎，将原来闭路系统改为开

路，增加第四段闭路破碎系统，从美国 A—C 公司引进两台 2134mm 高效液压圆锥破碎机，作为第四段破碎设备。筛分采用 2YAH2460 座式振动筛 6 台。破碎综合生产能力由 500 万 t/a 提高到 700 万 t/a。若有块矿输出，输出量按 100 万 t/a 计算，则新增的第四段破碎处理能力为 600 万 t/a。破碎最终产品粒度为 7.5～0mm 占 95%。

2. 水厂、大石河铁矿选厂破碎工艺流程的改造

首钢水厂铁矿选厂和大石河铁矿选厂，破碎系统原设计的工艺流程均为三段一闭路流程(图 2－5－3)。为了贯彻‘多碎少磨’的技术方针，大石河选矿厂曾将三段破碎流程改为四段(图 2－5－4a)，水厂选矿厂在原三段流程中于 1986 年 12 月在 2 号中碎机前安装一台 1800×1400mm 棒条筛(图 2－5－4b)，这样改造后，中碎机负荷减少 29.89%。

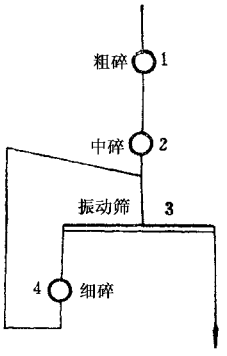

图 2－5－3　设计原则流程

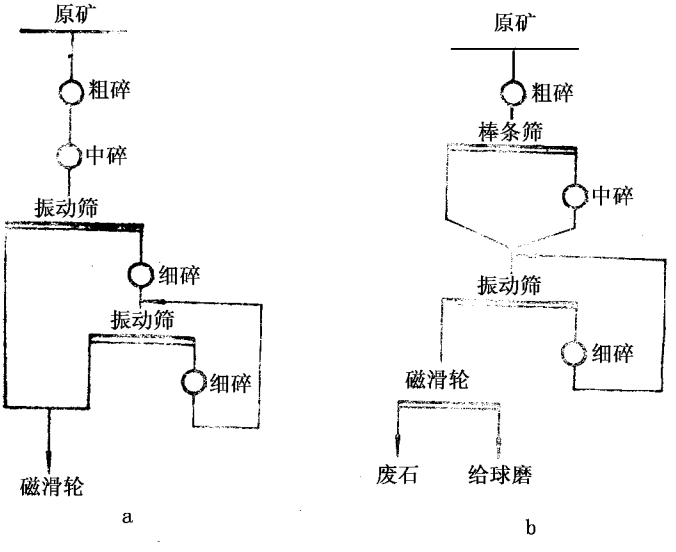

图 2－5－4　大石河(a)和水厂(b)铁矿选厂的改造流程

通过工艺流程和设备的改造所获效果见表 2－5－1。

表 2－5－1　设备作业率及产品粒度

选矿厂名称	粗破碎机作业率，%				产品粒度，mm			
	1979 年	1984 年	1985 年	1986 年	1979 年	1984 年	1985 年	1986 年
大石河选厂	40.92	40.92	42.29	47.16	18	14	13	12
水厂选厂	53.52	53.52	54.74	65.07	< 18	14	13	12

二、破碎系统设备的改造

在破碎工艺流程的改造过程中，同时进行了与系统相适应的破碎筛分设备的改造，在上述三个厂破碎工艺流程中所进行的设备改造主要有以下几项。

1. 破碎设备的改造

东鞍山选厂于 1970 年初组织技术攻关，将原来粗破碎采用的链式排矿机排矿改造为皮带运输机排矿。改造后，克服了链式排矿机遇黄泥矿影响生产的难题，使粗碎产品畅通无阻。在保证破碎产品粒度的情况下，使年破碎产量提高到 500 万 t 以上。

细破碎机衬板几何尺寸：年破碎产量达到 500 万 t 后，细破碎能力不足成为一个突出薄弱环节。于 1975 年对细破碎机衬板几何尺寸进行改造：一是改造细破碎机的衬板更换方法，由原来的换坏留好的单一更换方法改为同一台细破碎机的动、定锥衬板同时更换，二是将原动锥衬板的下部垂直部分向外扩大，与垂直部分成 30°，使锥体直径逐渐加大为 ϕ2160mm；三是定锥衬板下部的外圆加工尺寸削出一圈约 30mm（见图 2－5－5）。

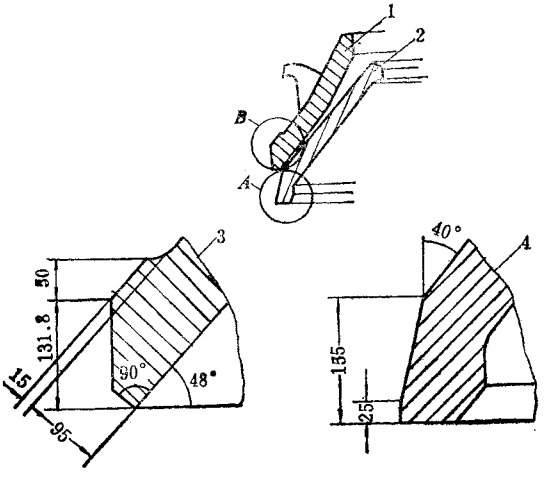

图 2－5－5　细破碎机衬板几何尺寸改造简图

1—轧臼壁；2—破碎壁；3—B 处放大图；4—A 处放大图

改造后，消除了定锥衬板磨损的卷边现象，衬板磨损后期平行带由 350mm 延长到 500mm，动、定锥衬板同时更换，调整和改善了平行带的接触间隙尺寸。从而对提高细破碎机效率，缩小破碎产品粒度起到了显著作用，使细破碎排矿产品粒度 -12mm 的粒级含量由改前的 35% 提高到 44.5%。

于 1977 年开始对中破碎机衬板进行了改造，将 3 台中破碎机中 1 号和 3 号两台中破碎机由原采用中破碎定锥衬板改为细破碎定锥衬板（见图 2-5-6）。

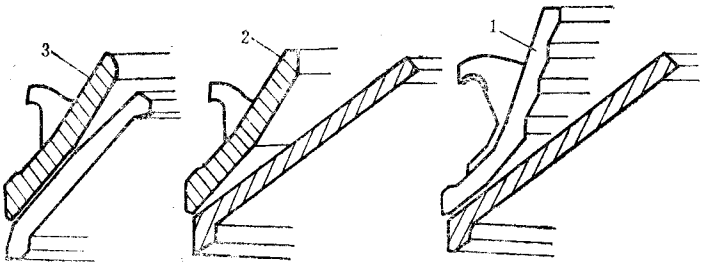

图 2-5-6　中破碎机上细破轧臼壁衬板变化简图

1—原中破碎机衬板；2—中破碎机上细破衬板；3—原细破碎衬板

改造后，使衬板平行带由原来长 170mm 延长到 220mm，入口由 350mm 缩小到 285mm，并能使给、排矿口随时调整，采用直流电机无级调速控制。从而发挥了中破碎作用，在中破碎机排矿口相同的条件下，其产品粒度 -12mm 含量由原来的 16.82% 提高到 25.35%，提高了 8.52%。减轻了细破碎负荷，使闭路循环负荷由原来的 220% 降到 180%。

1986 年，大石河、水厂两选厂先后也以细碎机的轧臼壁取代中碎机轧臼壁，使中碎机破碎带延长，增加了 -75mm 粒级含量，减轻细碎作业的负荷量，为缩小细碎产品粒度创造了条件。根据水厂选矿厂的统计，由于中碎机破碎带延长，增加 -75mm 粒级含量，导致破碎系统电耗增加 0.852kW·h/t，但整个选矿厂电耗却降低 1.44kW·h/t，并使磨矿钢、铁球耗分别降低 0.04kg/t 和 0.10kg/t。

根据峨口铁矿的情况，近几年来进行了以破碎腔改造为核心，兼顾均匀布料、给料自控、改进衬板材质、改变动锥摆动次数和偏心距以及改进筛分设备等方面的系统改造方案。

对细碎机结构的改造提出以下措施：

(1)缩短平行区，保证矿石在平行区破碎一次的前提下，增加破碎区的长度，提高整个腔形的利用率。

(2)将定锥由直线段连结改为曲线连结，并将破碎壁和轧臼壁连结点错开，减少阻塞

的可能性。

(3)将腔形由两个啮角区改为四个啮角区。

按上述三个方面改造后腔形如图 2－5－7 所示。

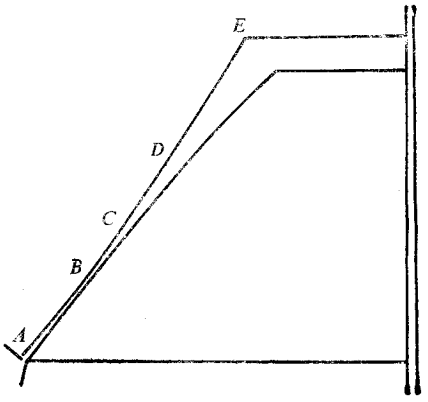

图 2－5－7　2200 细碎圆锥破碎机改造后的腔形

辅助改造的部分包括：

(1)增加单机驱动回转布料器：国内现有的细碎机都无单独给料器。目前的给料方式是物料由漏斗直接流向动锥上布料盘，受物料流动方向的影响，撒至破碎腔四周上的物料混合不均，不利于破碎。此外，物料对布料盘也产生冲击、造成磨损不匀，恶化了工作条件。参考旋盘破碎机和有的液压圆锥破碎机布料器结构和形式，设计了单机驱动回转布料器，装在破碎机给料口上方。

(2)给料自动控制：主要是采用功率控制方案，控制参数取自破碎机电机负荷，调节量为给矿量。

(3)动锥摆动次数和偏心距：提高动锥摆动次数可增加对物料的破碎次数，对提高生产率，降低产品粒度都是有益的。这在国内已有实践并取得一定的效果，这种强化破碎的意图，在老破碎机上改造受到功率及设备本身强度的限制，不能任意提高。根据分析计算，在提高转速的同时，相应地减少偏心距，以保证机器强度基本满足使用要求，选用锥摆动次数提高 20%左右，偏心距减少 15%。

(4)改进振动筛：筛分在破碎系统中是一个重要环节。目前我国矿山细碎机配置的振动筛大多存在一些问题，如：筛分效率低，筛网寿命短等。改进的措施有：①增加筛面长度；②提高振动频率；③减小筛面安装倾角；④改进给料方式；⑤改进筛网结构及材料。

在峨口铁矿 5 号细碎机上进行了破碎腔、布料器的工业试验。测试结果如表 2－5－2 所示。从测试结果看出，改进后的细碎机其产品粒度显著降低，尤其是在较小排矿口时，当排矿口为 6mm 时，其－12mm 的粒级占 60%，处理能力与改造前的破碎机基本相

同。

表 2－5－2　细破碎机改造前后产品粒度组成

改造前			改造后				
粒级，mm	产率，%	负累计产率 %	粒级，mm	排矿口 6mm，处理量 296t/h		排矿口 12mm，处理量 286.9t/h	
				产率，%	负累计产率，%	产率，%	负累计产率，%
+31	8.31	100.00	+19	5.7	100.0	16.6	100.0
−31+19	35.13	91.69	−19+15	7.2	94.3	10.0	83.4
−19+12	24.60	56.66	−15+12	25.7	87.1	35.7	73.4
−12+9	4.69	31.96	−12+9	10.2	61.4	6.0	37.7
−9+7	9.96	27.29	−9+7	16.1	51.2	9.8	31.7
−7+4	3.31	17.33	−7+4	7.6	35.1	3.8	21.9
−4	14.02	14.02	−4	27.5	27.6	18.1	18.1

2. 筛分设备的改造

东鞍山选矿厂的破碎系统改为闭路工艺流程后，振动筛负荷增大，使筛分效率降低，筛板磨损加快，直接影响产品的粒度。于是先后采用过 5 种铁质筛板，其结果仍然存在上述弊病。因此于 1978 年采用了橡胶筛板，规格为 600×600mm，厚 20mm，筛孔上口为 15.5mm 宽，下口为 17.5mm 宽。改造效果较好，检修安装方便，较铁筛板延长使用寿命 3.4 倍，设备作业率提高 2%。原振动筛由于振幅小，振动力不够，造成物料移动速度慢。料面加厚而经常压住筛子及因泥矿影响粘糊筛板，致使筛分效率降低。为此，将原振动筛的两侧飞轮增加配重，并将中心距偏心度由 21°改为 23°，从而增大振幅及提高振动力，改善了筛子的作业条件和提高了筛分效率。原振动筛给矿集中在筛板中间部位，改造研制犁式分矿器焊在给矿漏斗里，其结果使原来集中筛板中间给矿改变为均匀分布给矿，提高了筛面利用率和筛分效率，对稳定和控制产品粒度起到了较大作用。

水厂铁矿选厂和大石河铁矿选厂也对振筛设备进行过改造，1984 年将筛篦材料由 Q235A 级钢改用 20MnV 圆钢，使其寿命由 14 天延长至 27 天，将筛网由平面改为向上凸起的弧形筛面，使物料分布均匀，1985～1987 年先后将 1/3 筛子的筛孔由 12mm 改为 10mm。

3. 加快给料机转速

水厂、大石河选厂先后将粗碎用 ZBC 2400×1200mm 重型板式给料机的速度由原 0.065m/s 提高到 0.07m/s；此外，又采取更换运输带减速机和增设液力偶合器（保护主电机），进行胶带机加速。

三、粗碎机锥体衬套的爆炸硬化

首钢矿山公司对 WK－4 型电铲 55 只铲齿爆炸硬化处理的工业试验取得显著成效后，1987 年 6 月又对 200t 矿用高锰钢件进行了爆炸硬化处理，其中包括 WK－4 型电铲铲齿 380 只，ϕ2700×3600mm 格子型球磨机各类衬板 70t，及粗、中、细破碎机锥体衬套 75t。以下是 PX1200/180mm 旋回破碎机锥体衬套的爆炸硬化处理及装机运行的测定结果。

水厂铁矿粗破碎机为 PX1200/180mm 悬挂式中心排矿旋回破碎机。其锥体衬套（即破碎壁）共由三节组成（俗称三节套），合计 6.5t，全部为砂模铸造高锰钢件（ZGMn13）。锥体衬套经水韧处理后的硬度为布氏 HB180～210，金相组织全部为奥氏体，奥氏体晶粒 5 级，非金属类杂物细小，O＋S≤4 级。

锥体三节套中以下节衬套磨损为最严重，一般连续作业 40～50 天报废。上节和中节衬套虽仍可连续使用 20～30 天，但由于下节衬套需要更换，上、中节又与它连为一体，也必须随之更换，因此，提高下节锥体衬套（重 3.2t）的使用寿命，就可使整个三节（重 6.5t）锥体衬套的服役期延长，为此进行爆炸硬化处理。

下节锥体衬套如图 2－5－8 所示。硬化处理前先将衬套平稳地置于爆炸场松软地面，在 1/2 衬套外环面依次连续贴敷厚度为 4cm 的板状炸药。然后贴敷雷管，连接导火索，检查就绪后引爆。另外的 1/2 锥体衬套外环面，同上述过程贴敷板状炸药，引爆，进行第二次放炮。

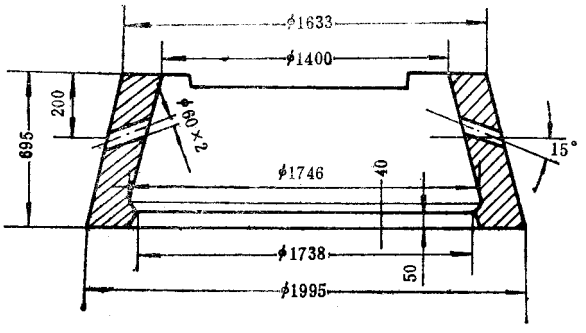

图 2－5－8　破碎机下节衬套

一个锥体衬套如此对称地分两次贴药，引爆，可以使每次爆炸分别有一侧为“泻载”面，不致于造成外套开裂。一般情况下，一个外套分两次贴药引爆放两炮，可完成一次爆炸硬化。如果对外套进行两次爆炸硬化处理，则按上述方法再重复一次即可。

试验对外套进行两次爆炸硬化处理（四批），该外套初始硬度平均为 HB175，一次爆

炸硬化后平均为 HB306；两次爆炸硬化后平均为 HB389。两次提高硬度幅度分别为 74.8%和 122.3%。

经两次爆炸硬化处理后的粗破碎机锥体外套，于 1987 年 12 月在水厂铁矿装机运行，使用结果表明，寿命提高 28.5%（表 2－5－3）。

表 2－5－3　两次爆炸处理使用效果

处理方法	装机、下机日期 年、月、日	使用天数，d	原矿处理量，万 t
水韧处理	1987.8.29～1987.10.20	52	121.95
两次爆炸硬化处理	1987.12.3～1988.2.5	63	156.65

首钢矿山公司选厂年耗破碎壁、轧臼壁约 720t。如按提高 25%计，全公司选厂可节约优质高锰钢铸件、机加工件 180t/a。

第二节　铁矿石的筛分分级技术

一、高频细筛的研制

（一）GPS－900－3 型高频细筛

GPS－900－3 型高频细筛是 80 年代初研制成功的，其结构性能如下所述。

1. 结构

高频细筛由激振器、矿浆分配器、给矿器、筛框、机架、产品收集装置、悬挂弹簧和叠层筛网等部件构成（见图 2－5－9）。

高频细筛是一种分成三路（上、中、下）的多路给矿筛分设备，每路能独立地完成给矿、筛分和排矿的筛分程序。筛面由三层不同孔径的筛网重叠在一起组成。最上层筛网筛孔最小，称主筛网；第二层筛网的筛孔比第一层筛网大一个序号，此筛网称防堵筛网；第三层筛网的筛孔孔径应尽可能大以增加筛孔面积，但要保持有足够的刚度、强度，而且不能因丝径过粗而使一、二层筛网凸凹不平，降低使用寿命。

激振器产生使物料分级需要的激振力。其外形呈长圆筒形，其长度等于筛框的宽度，外表面有许多散热片。材质是散热性能良好的铝合金。长圆筒中间装有一台三相交流激振电机，电机轴的两端装有一对振子。由偏重块和调偏块组成的振子，改变调偏块与偏重块之间的夹角，就可以改变激振力的大小，从而改变振幅的大小。当偏重块与调

偏块重合时，激振力最大，筛框的振幅也最大；当调偏块与偏重块的夹角最大时，激振力最小，筛框的振幅也最小。

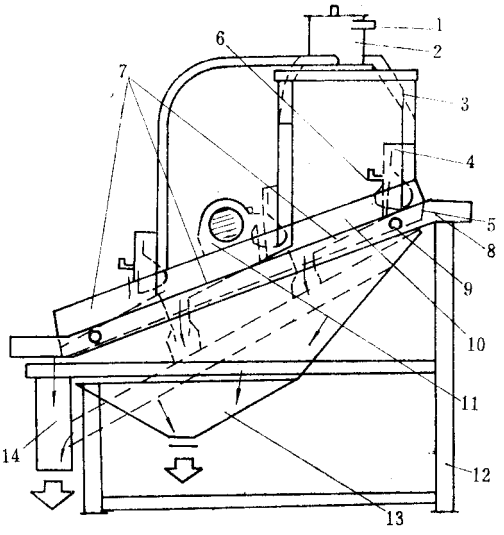

图 2－5－9　GPS－900－3 型高频细筛结构示意图

1—给矿斗；2—分配器；3—给矿胶管；4—给矿器；5—多孔橡皮；6—喷水管；7—筛面；8—筛架；9—橡胶弹簧；10—筛框；11—振动器；12—机架；13—筛下产品收集斗；14—筛上产品收集斗

激振器动作直接传给振动运动的筛框，筛框经四个橡胶弹簧借助于螺钉固定在支架上，使筛框呈悬浮状态。

高频细筛是三路给矿，实现矿浆量的均匀给入，使给到每路筛面上的矿浆量、矿浆浓度、粒度组成都基本相近。矿浆分配器是类似于平底无溢流管的旋流器，切线方向给矿和分成三股的切线方向排矿。为了降低矿浆对筛面的冲击力，减少筛网的破损，增加筛网的使用寿命，在给矿器的出矿端装有离筛面约 6mm(可调)的多孔橡胶板。从矿浆分配器流下的矿浆经匀分板、气分槽、多孔橡胶板，比较均匀而又缓慢地给到筛面上。

高频细筛的筛面采用不锈钢编织筛网，其刚度、强度随筛孔的减小而降低，因此支持筛分细粒物料筛面的托架应使筛面易于张紧，在横向受力比较均匀，不产生凸凹不平的现象，以利提高筛网的使用寿命和物料的均匀分布；同时托架的支撑条又不能过密，以免降低筛面的有效面积和尽可能减少参振质量。经试验比较采用具有一定弧度的托架。

2. 主要技术参数及特点

GPS－900－3 型高频细筛的主要技术特征如下：

振动频率，次/min　　2850

振幅,mm	0.138～0.403		
坡度,度	26		
处理能力,t/台·h	分离 0.15～0.3mm	物料,4～12；	
	分离 0.10mm	物料,4.0～6.0	
给矿路数	3	筛面尺寸(宽×长),mm	3×(900×700)
有效面积,m^2	1.64	筛网层数,层	3
筛网材质	不锈钢	激振器功率,kW	1.1

其特点如下：

(1)频率高,振幅小。常规振动筛的频率为 1450～980 次/min,振幅为 1mm,而高频率细筛的频率为 2850 次/min,振幅在 0.13～0.4mm 之间。

(2)筛分效率高。由于该机采用了高频率、小振幅,叠层筛网等结构加之筛孔不易堵塞,该机的总筛分效率在 60～70%之间。

(3)激振机构简单,使用寿命较长。激振机构是由一台电机和振子装在长圆筒里构成的,它直接驱动筛框振动,因而提高了机械效益,并节省了能耗,每台筛子只需 1.1kW 的动力,同时由于激振器是一整体件,因而装卸,更换方便。生产试验表明：这种规格的激振器使用寿命较长,可达 3000h 以上。

(4)隔振性能好。

(5)叠层筛网。采用叠层筛网,用大筛孔筛小物料是高频细筛时一个重要特点。筛网孔径大于分级粒度,加上筛网的二次运动,筛孔不易堵塞,同时,由于筛孔增大,筛网的丝径也相应增大,因而可提高筛网的使用寿命。

(6)筛面的有效面积大。由于筛面是编织筛网,有效面积较大,约 45%左右。而筛篦子的有效面积在 25%以下,甚至只有 10%左右。

(7)三路给矿。高频细筛将给矿分成三路同时给入,相当于增加了筛面的宽度,减少了给到筛面上的矿层厚度,有利于细粒物料很快接触筛面,减少粗颗粒不必要的运输路程,达到既提高处理能力又有较高的总筛分效率的目的。

(8)噪音小：高频细筛,由于振幅小,筛框通过橡胶弹簧与支架相联接,而橡胶具有吸声的良好性能,以及激振器结构的设计合理等原因,发出的噪音小。高频细筛的噪音,经测定为 82～84dB。

(9)工作稳定。高频细筛是在超共振区工作,也就是工作频率远大于系统的固有频率,同时由于使用了橡胶弹簧,吸振,隔振性能好。在起动后约 4～6 秒钟后就进入正常运转；停车时,约经过 15 秒钟后就能停止。同时,在正常运转过程中,电压的变化引起的频率的变化以及矿量在一定范围内的变化,对振幅的影响均很小,所以该机的工作比较

稳定。

3. 工作原理

高频细筛的分级过程，虽然与普通机械振动筛分设备类似，但是它的分级原理却不完全一样：(1)普通振动筛采用单层筛板或筛网，分级粒度基本上等于筛孔尺寸，而高频细筛采用了叠层筛网，三层筛网的筛孔尺寸均大于分离粒度，最上层筛网的筛孔尺寸大于分离粒度0.6倍。所以透筛粒状物料的尺寸与筛孔尺寸之间的关系不同于普通振动筛，相对粒度的比值减小了。(2)由于高频细筛采用了高频率，一方面破坏了矿浆表面张力和细粒物料粘附在粗颗粒上的粘附力，同时降低了粒状物料之间由于分子的引力或静电引力引起的在颗粒间存在的粘附力，增加了颗粒的松散分层、分离的速度，另一方面由于物料在筛面上的高速振荡，加速了大密度(比重)有用矿物的析离作用，增加了小于分离粒度物料与筛孔接触的概率，从而造成了较好的分离条件，使小于分离粒度的物料，特别是比重大的物料和矿浆一起透过筛孔成为筛下产物。(3)由于高频细筛采用了叠层筛网，三层筛网虽绷在一起，由于绷网的误差，每层筛网受的张力不完全一样。因此，筛网除了随筛框一起运动之外，筛网之间还有相对运动，即由于筛陶受的张力不一样，筛网之间有一松一紧的非常微小的上下拍打运动以及横向运动。由于这种二次运动，加速了物料按粒度分层以及使难筛颗粒比较容易地透过筛孔成为筛下产物，或者被挤出筛孔成为筛上产物，使筛孔不易堵塞，增加了筛分过程中有效筛孔的面积。(4)目前在工业生产中，使用的振动筛，按运动形式分为平面运动和垂直运动。在平面运动中又分为圆运动，椭圆运动、直线运动。由于高频细筛的激振器装在筛框中部的上方，筛框又呈悬浮状态，因此筛框的运动不是单一的圆运动或椭圆运动，经测试，既有圆运动，又有椭圆运动。在中路乃近于圆的运动，而上、下两路是椭圆运动，并且椭圆的长轴不是指向一个方向，它们的运动方向在筛框中部的上方相交，因此，上、中、下三路筛面的运动轨迹是不相同的。如图2－5－10所示。

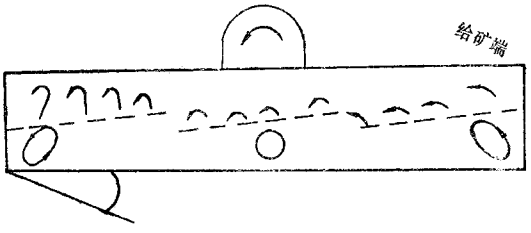

图2－5－10　高频细筛筛面运动轨迹图

这种由三种不同轨迹的运动产生了一个理想情形的位置，即当物料给到筛子上时，就在给料端同筛面紧密接触，并立刻变成薄薄的一层，沿着筛面均匀分布，同时，在给料

端物料得到加速向下的椭圆运动，在排料端物料减速（山峰向上的椭圆运动），从而达到了筛分物料所要求的理想的速度分布情形。

4. 在铁矿石选厂中的应用

北京密云铁矿选厂应用了这种设备。该厂所处理矿石属于鞍山式沉积变质铁矿床，矿石呈致密块状、片麻状和粗条带状结构，互为渐变关系；金属矿物为磁铁矿，少量的赤铁矿和黄铁矿。脉石矿物主要为石英，其次为长石、角闪石、绿泥石、黑云母等；矿石为粒状结构，由于早期变质，颗粒粗，磁铁矿粒度一般为 0.4mm，最大为 4mm，赤铁矿的粒度较细，一般在 74μm 以下。各矿体矿石结晶粒度差异较大，对优选细筛筛孔尺寸带来很大难度。

进行了按图 2－5－11 安装部位的高频细筛与弧形筛的对比试验，生产运转表明：(1)高频振动细筛筛分效率 80～90%，分级效率 75～80%。比弧形筛分别高 35～45%和 35～40%。由于弧形筛分级效率低，造成有用矿物过磨，影响产量和其它选矿指标；(2)高频振动细筛筛下产率 74.35%，较弧形筛高 34.82%；(3)由于高频振动细筛的振动分层作用，比重大，品位高的物料在筛下明显富集，筛下品位较筛上品位平均高 12.59%。弧形筛筛下品位较筛上品位高 9.4%。

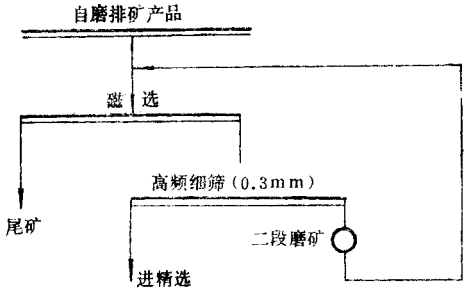

图 2－5－11　高频振动细筛试验流程

该型筛在国内已推广应用 70 多台。不锈钢筛网（1Cr 18Ni 9Ti）使用寿命达 1000h 以上。

(二) GPS－800×1680 型高频细筛

GPS－800×1680 型高频细筛系 80 年代初研制的，其结构性能如下所述。

1. 结构

GPS－800×1680 型高频细筛结构见图 2－5－12。主要由筛框、筛面、配重轮、筛上物排出口、筛下物排出口、橡胶弹簧、机架、电机等组成。

筛框：由钢板、钢管焊接而成，且焊有筋板。

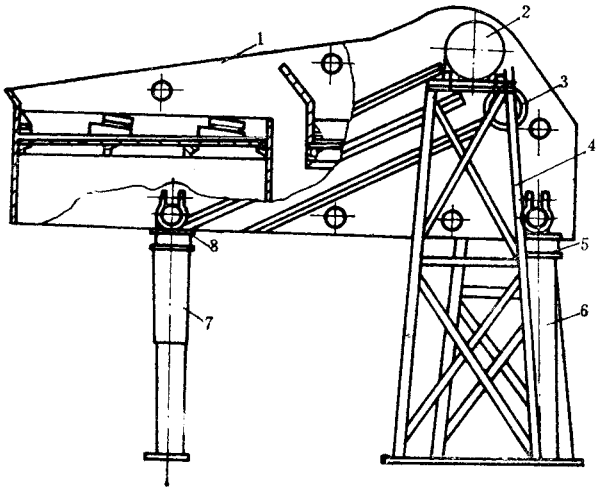

图 2－5－12　高频振动细筛构造示意

1—箱体；2—异步电机；3—激振器；4—电机架；5—橡胶弹簧；6—固定底座；7—可调底座；8—弹簧上支承座

筛面：由 28 块尼龙筛板组成，筛孔为 0.15mm；筛面用方木条和楔固定在筛框上，更换方便。筛面分为两路给矿，筛子排料端设有第一、第二路筛上物排出口和筛下物排出口。

配重轮：作用是产生激振力，使筛子作直线振动。通过调节配重块数目来调节激振力和振幅的大小。

橡胶弹簧：减小筛子工作时对基础的动载作用。

机架：整个筛框通过橡胶弹簧与机架连接，前后机架均可调节其上下的位置，以改变筛面的倾角。

电机：两台电机分别安装在两个基础上。

高频振动细筛的振动（系统）是由振动质量（箱体和激振器的质量）、弹簧和激振力（由回转轴上的偏心块产生）构成，为了保证高频振动细筛运转可靠，稳定工作，对振动系统进行了计算，以便找出振动质量，弹簧刚度、偏心块的质量矩与振幅的关系，合理地选择弹簧刚度和确定偏心块的质量矩。

2. 工作原理

高频振动细筛激振器的工作原理如图 2－5－13 所示。两根轴上的偏心块质量 $m_1 = m_2$，离心力 F 相等，偏心块作同步异向回转时，在各瞬时位置中，离心力沿 y 向（振动方向）的分力总是相互迭加的，沿 x 方向相互抵消，这就形成了单一的沿 y 向的激振力，驱动筛子作直线振动。

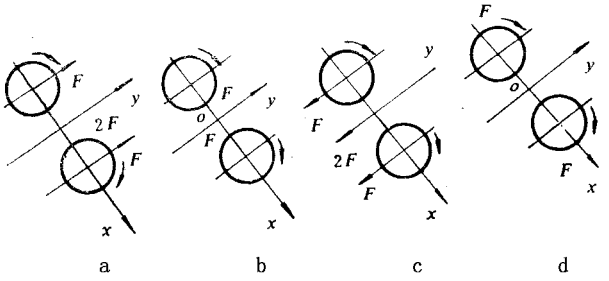

图 2－5－13　激振器的工作原理

在图 2－5－13 中 a、c 位置离心力迭加，激振力最大为 2F；*b*、*d* 位置离心力抵消，激振力为零。由于激振力与筛面呈 30 度角，所以筛面上物料的抛射角为 30 度，物料在被抛起时松散，物料与筛面相遇撞击时，水和小于筛孔的颗粒透筛，从而实现分级。

3. 主要技术参数

GPS－800×1680 型高频细筛主要技术参数为：

有效筛面面积	1.2m^2
筛孔尺寸	0.15mm
筛面倾角	15°～25°
全振幅	0.6～2.2mm
振次	2860 次/min
电机功率	2×2.2kW
总重	925kg
外形尺寸	2.7×1.4×3.2m

4. 在铁矿选厂应用实例

根据对歪头山铁矿进行的小形试验、工业试验结果归纳分析得出筛分效率与筛分机的倾角、振幅、处理矿量、给矿浓度之间的数学模型。

$$E = 235.015 - 2.6932a - 196.165L - 0.7225Q - 0.4117C + 0.0506a^2 + 95.8105L^2 - 0.0028Q^2 + 0.0015C^2 + 0.003aLQC$$

式中　E——筛分效率，%；

a——筛分机的倾角，度；

L——筛分机的振幅，mm；

Q—筛分机的给矿量，t/h·m^2；

C——筛分机的给矿浓度，%。

1985 年进行了生产考查，并与固定细筛进行了取样对比。在高频细筛筛面倾角为

15 度、振幅为 0.7mm 时，高频细筛与固定细筛作业平均指标比较列于表 2－5－4。

表 2－5－4　两种细筛作业平均指标比较

设备名称	筛下产率，%		铁品位，%			量效率，%		质效率，%		
	－120 目	－200 目	给　矿	筛　上	筛　下	－120 目	－200 目	总	一段	二段
固定细筛	65.16	82.75	64.72	58.55	66.82	76.19	77.42	31.20	23.40	7.80
高频细筛	82.41	84.94	63.75	55.30	64.67	86.69	84.94	33.08		

注：固定细筛为二段，高频细筛为一段。

表 2－5－4 数据表明，高频细筛的量效率，质效率均高于固定细筛，单位面积处理量高 3～5 倍，高频细筛筛上产物（返回球磨机再磨）铁品位比固定细筛低 3～4%，筛下产物铁品位也低 2% 左右。这是由于给料粒度太细（－200 目占 80% 左右），筛孔较大（0.15mm）且强烈振动所致。

试验表明，GPS－800×1680 型高频细筛的筛分效率、处理量均较高。在给矿浓度为 55～65% 时，处理量 6.62t/h·m^2，筛分效率为 96%；处理量 15.51t/h·m^2，筛分效率为 73～82%；处理量 23.03t/h·m^2，筛分效率方 67～78%。

（三）DGS 型高频细筛

DGS 型高频细筛，1988 年获国家专利，其结构性能如下所述。

1. 结构及特点

DGS 高频振动细筛结构见图 2－5－14。

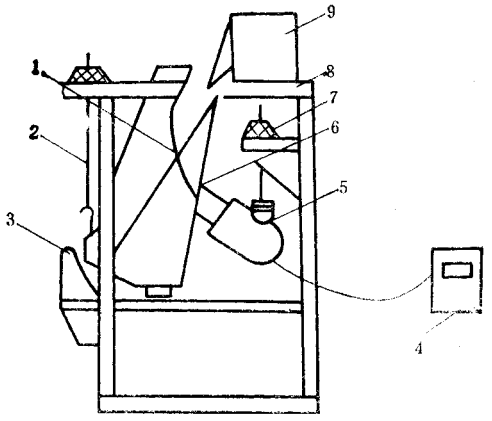

图 2－5－14　DGS 型高频振动细筛图

1—尼龙筛板；2—悬挂装置；3—筛上接矿箱；4—控制箱；
5—振动器；6—筛体；7—橡胶减振器；8—筛架；9—给矿分矿箱

其有如下特点：

(1)安装维修方便,运行费用低。

(2)利用击振细筛的工作原理,用尼龙筛篦配上电磁高频振动器产生直线振动的激振力,故筛分细粒级时筛眼不易堵塞,筛面磨损少,筛分效率高,消耗电能少。

(3)可以根据用户要求,设计不同倾角的筛子(最大 60 度)和在小范围(±5 度)内调整角度,也可根据处理能力设计筛子。

(4)该筛所用的电磁振动器的控制设备采用可控硅半波整流线路,因此在使用过程中,可调节可控硅开放角的办法调整振幅,以调节筛分效果。并可实现流程的集中控制和自动控制。

(5)该筛用的电磁振动器可在额定电压、振幅条件下,频繁启动和长期运转。

2. 工作原理

DGS 型高频振动细筛的工作原理与一般筛分机械不同,它近似自流式击振细筛的工作原理,如图 2-5-15 所示,其外形尺寸见表 2-5-5。

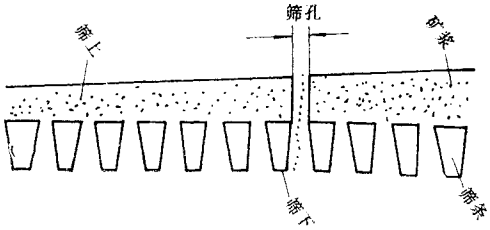

图 2-5-15　高频振动筛工作原理图

表 2-5-5　DGS 型高频细筛外形尺寸

型　号	*A*	*B*	*C*	*D*	*E*
DGS-4	1600	2000	2000	2400	2200
DGS-6	1600	2000	2000	2400	3000
DGS-8	1600	2000	2000	2400	3860

注:上述尺寸适于 56 度倾角,1200mm 筛面。

矿浆通过给矿口,均匀地给入安装成一定角度的筛面(一般为 45 度~60 度),由于筛条是横向排列,所以矿浆流不是垂直筛面给入,而是垂直于筛条运动,在矿浆流经筛面的过程中,由于重力和高频振动力的作用,产生重力分层现象,有利于富集和分级。固定的筛条对流动的矿浆产生一种机械性的"切割"作用,被"切割"下来的矿粒成为筛下产品,未被"切割"的矿粒成为筛上产品,与此同时,高频击振力还以 1/50S 的频率产生抛起和下降的直线振动,更有利于"切割"作用的产生和防止筛眼堵塞。由于上述工作原理,因而筛下颗粒的大小并不等于筛眼尺寸,而近似于它的水平投影,可以用大筛眼获得小的筛下产品,也可以用同一筛眼改变角度获得所需筛下级别的产品。

3. 主要技术性能

DGS 型高频细筛的主要技术性能见表 2－5－6。

表 2－5－6　DGS 型高频细筛的主要技术性能

型　号	筛面尺寸 mm	筛孔尺寸 mm	分离粒度 mm	处理能力 t/台·h	筛面倾角度	双筛幅 mm	振动频率 次/min	有用功率 kW
DGS－4	1200 400×(　)×4 (1500)	0.5 0.3 0.2 0.15	0.3～0.074	20～30	45～60	0.2～1	3000	0.45
DGS－6	1200 400×(　)×6 (1500)	0.5 0.3 0.2 0.15	0.3～0.074	30～50	45～60	0.2～1	3000	0.65
DGS－8	1200 400×(　)×8 (1500)	0.5 0.3 0.2 0.15	0.3～0.074	40～60	45～60	0.2～1	3000	1.5

4. 应用实例

(1)高频振动细筛处理二段磨矿旋流器沉砂

大孤山选矿厂二段磨矿是由永磁机、水力旋流器与球磨机组成半闭路磨矿分级回路。由于分级设备(水力旋流器)是静压给矿、因而给矿压力不足,并存在以下三个问题:

①水力旋流器具有富集作用,沉砂含铁品位往往高于溢流品位 6～10%。

②分级效率一般为 35～45%,最高也只能达 45～50%,旋流器沉砂中尚有 －200 目占 30～35%产品进入球磨机再磨。

③旋流器沉砂浓度低,仅为 60～65%,有时只达 50～55%,影响二段磨矿效率的提高。

1984 年,高频振动细筛安装在选矿厂按图 2－5－16 所示磁选 5 系列二段磨矿分级回路中,在台时能力相近的条件下,二段分级效率可由原来的 42%左右提高到 63%左右,二段循环负荷降低 30～50%。进入下道选别作业(溢流与筛下混合产品)的入选矿石品位提高 3%左右。结果对比见表 2－5－7。

表 2－5－7　两种分级设备效果的对比结果

分级段数	年度与条件	分级效率,%		
		综合筛分	振动筛	旋流器
一段分级	1981 年考查	44.61		44.61
	1984 年考查	42.18		42.18
二段分级	筛孔 0.15mm	63.39	49.61	41.54
	筛孔 0.2mm	63.62	47.30	40.98

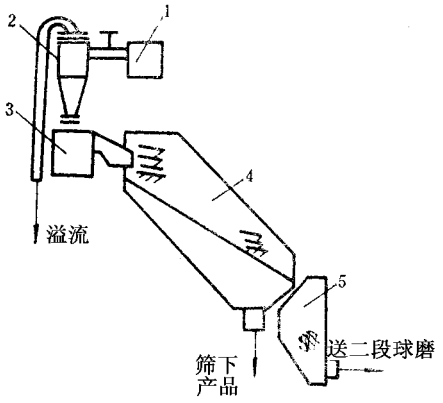

图 2－5－16　两段分级配置示意图

1—旋流器给矿管；2—ϕ350mm 水力旋流器；

3—高频筛给矿箱；4—高频筛；5—筛上接矿箱

(2)高频振动细筛取代水力旋流器

1988 年在扩建大孤山选矿厂磁选车间生产能力时，决定用高频振动细筛代替水力旋流器作二段分级，经生产实践证明，可行。图 2－5－17 是磨矿分级系列台时生产能力 50t 左右时的数质量流程图。

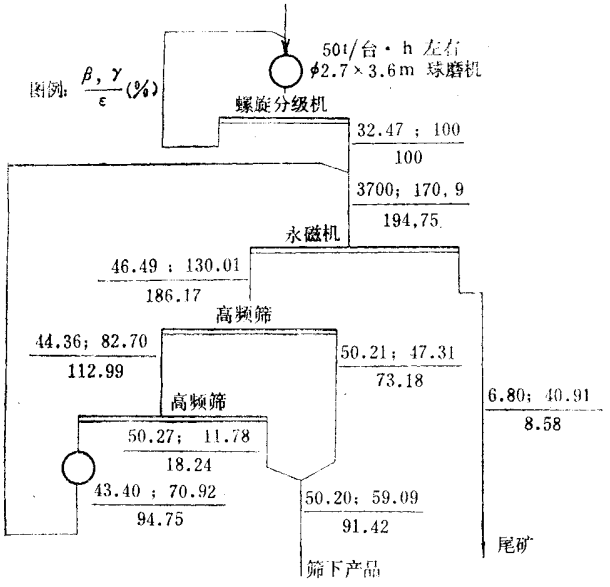

图 2－5－17　数质量流程图

1986 年大孤山选矿厂为使 ZCC 锥形磁选槽充分发挥作用，用高频振动细筛与之配合，取消原流程中的水力旋流器，重新设计了新流程（图 2－5－18）进行工业试验。生产考查结果证明，两种设备各自发挥了优势，所以使新流程的入筛品位比原流程提高了 3% 左右（见表 2－5－8）。

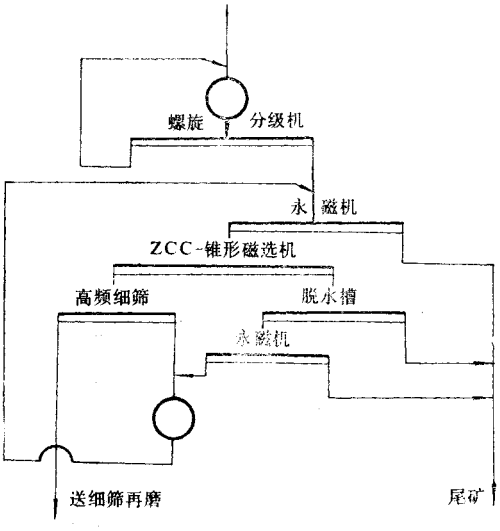

图 2－5－18　新流程图

(3)一、二段球磨机实现二对一

弓长岭选矿厂原磨矿分级流程与大孤山选矿厂磁选的磨矿分级流程相同。1987 年该厂采用高频振动细筛，使二段磨矿循环负荷量大大减少，故此实现了一、二段球磨机二对一。

表 2－5－8　原生产流程与试验流程指标对比结果

流　程	原矿品位 %	精矿品位 %	尾矿品位 %	回收率 %
生产流程	34.03	60.88	8.36	87.49
试验流程	33.83	64.65	9.48	84.35

由于一、二段球磨机实现了二对一，停开 1 台二段球磨机，可节电和减少球与衬板消耗等。

(四)锥形高频振动细筛

1. 结构及分级过程

实验用锥型高频振动细筛是由箱体、激振部分及底座组成。其主要技术性能如下：

筛面面积　　$2 \times 18 m^2$

筛孔尺寸	上层 0.15mm，下层 0.2mm
筛面锥角	17 度
振　　次	2850 次/min
全振幅	0.01～0.03mm
电机功率	2×1.1kW
外形尺寸(高×直径)	1.8×1.6m

图 2－5－19 为锥型细筛的结构示意图，其分选原理为：矿物或矿浆通过给矿仓 1，进到分选盘 2 上，由于振动力和重力作用，物料在筛面 3 上沿曲线运动，矿物或矿浆中的细粒部分通过筛孔，进入细料仓中，并随着物料的不断筛分而从筛下物排料口 5 排出，锥型筛有两层筛面，第一层未被筛析出的筛下物料，经过一次翻倒，在第二层继续筛分，并且第二层筛孔尺寸比第一层筛孔尺寸稍大，能够使临界颗粒充分透筛，在第二层未被透析的细料与大粒物料进入外圈输送槽内，从排料口 4 排出，成为筛上物。

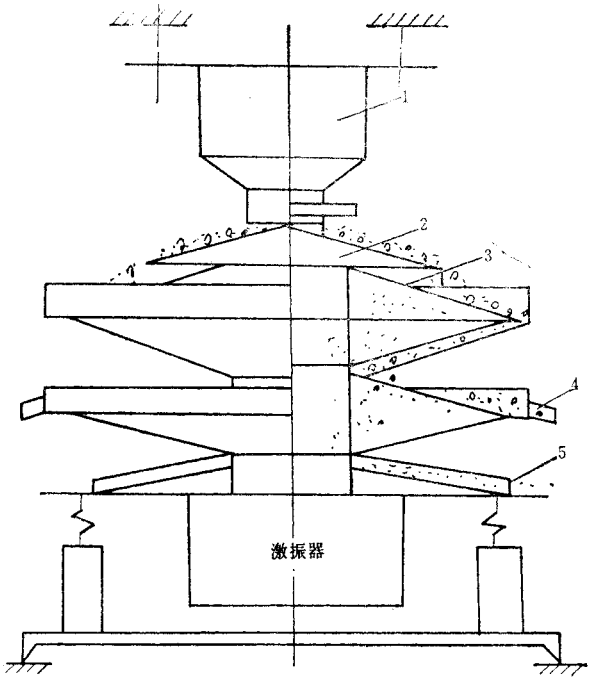

图 2－5－19　锥型细筛结构图

1—给矿仓；2—分选盘；3—筛面；4—筛上物料排料口；5—筛下物料排料口

试验所用的矿样是东鞍山赤铁矿，建筑用的水泥砂石等矿物，采用双层筛网，第一层筛孔尺寸为 0.15mm，第二层筛孔尺寸为 0.2mm，分级界限为 0.15mm，为黄铜编织筛网。

2. 筛分效率试验结果

由于振次较高，物料在筛面上能够较好分层和松散，筛分效率较高，一般大于 80%。

给矿粒度与筛分效率近似成直线关系，对给矿中大于分离粒度的量，应为 30～40%。

给矿浓度应为 30～40%。

给矿量与筛分效率近似成直线关系，3～4t/m^2·h 为宜。

物料在筛面上运行的距离不应小于 50cm，在 60～80cm 之间为宜。

通过研制认为，锥型筛机可用于选厂中与磨机配套进行一段分级或二段分级。

二、立式圆筒筛

1981 年开始研制的圆筒筛的结构性能如下所示。

1. 结构

立式圆筒筛的结构见图 2－5－20。

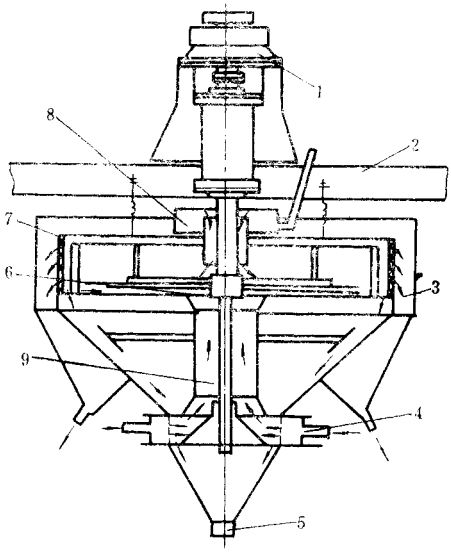

图 2－5－20　ϕ2m 立式圆筒筛结构示意

1—减速机；2—机架横梁；3—槽体；4—水套；5—沉砂口；

6—叶轮；7—尼龙筛板；8—给矿筒；9—导流管

该机主要由电机、减速机、槽体、水套、叶轮、筛板、给矿筒和胶管阀门等组成。圆筒筛的筛子包括筛框和筛面。筛框是由扁钢和圆钢焊成，筛面由 53 块尼龙筛板组成 6 大块筛板，筛孔根据分级产品的要求，可更换为 0.15、0.20、0.30mm 的筛板。

2. 技术参数

立式圆筒筛主要技术性能见表 2－5－9。

表 2－5－9　式圆筒筛主要技术性能

参　　数	ϕ2000 机型	LYS－3 型
筛子直径，m	2000	2300
有效筛分面积，m^2	2.0	5.39
筛面倾角，度	90	
筛孔孔径，mm	0.15、0.20、0.30	0.15、0.20、0.30、0.50　0.75
叶轮直径，mm	1850	2100
叶轮转数，r/min	22～41	0～40
实际功耗，kW	2.0	
生产能力，t/h	30～50	≤160
矿浆浓度，%	<40	≤40
外形尺寸，m	3.0×3.0×3.5	3.2×3.2×4.58
机　　重，kg	3000	7434

3. 工作原理

电机通过减速机减速后带动叶轮转动。当矿浆以切线方向给入给矿筒后，矿浆沿给矿筒周边均匀地落到旋转的叶轮上。由于离心力、重力、上升水力及机械搅拌力的联合作用，使矿浆以一定的角速度绕圆筒筛内侧旋转，矿浆中的细粒部分透过筛孔成为筛下产品排出 粗粒及夹杂在其中的细粒部分则由圆筒筛内侧下落到圆锥体内，在物料下落过程中，受到导入锥体内的上升水作用，使其中的细粒部分经导流管上升到叶轮夹层中进入圆筒筛内侧，并与新给入的矿浆再次进行筛分。粗粒部分经过上升水流后，继续下落到排砂口成为筛上产品排出。

根据给矿性质和对分级产品要求的不同，选择该机最适宜的叶轮转数及上升水用量，均须经试验确定。

4. 工业试验

A　马钢南山铁矿选厂试验

该机的工业试验首先在马钢南山铁矿凹山选厂进行，设备安装在第三生产系列，处理一次螺旋分级机溢流，溢流中 －0.125mm 含量占 40～50%，－0.076mm 占 30～35%。现场要求筛下产品中 －0.125mm 含量在 85%左右，－0.076mm 含量在 65%以上。

在条件试验的基础上，进行了连续三班的 18 批取样的工业试验，平均指标列于表 2－5－10。

结果表明，用 ϕ2m 立式圆筒筛筛分凹山选厂一次螺旋分级机溢流产品，按 －0.125 和 －0.076mm 粒级计算的量效率分别为 81.84%和 85.61%，质效率分别为 70.75%和 64.70%。

表 2－5－10　工业试验结果

处理量 t/h	产品名称	产率 %	浓度 %	粒级产率,%				粒级分布率,%			效率,%	
				+0.125 mm	0.125～0.076mm	−0.076 mm	合计	+0.125 mm	0.125～0.076mm	−0.076 mm	按−0.125 mm计	按−0.076 mm计
490.0	筛上	57.34	58.59	85.87	5.67	2.46	100.0	88.91	29.82	14.38		
	筛下	42.66	21.59	14.40	17.93	67　67	100.0	11.01	70.18	85.62	70.75	64.80
	给矿	100.0	33.85	55.38	10.90	33.72	100.0	100.00	100.00	100.00	81.84	85.61

注：试验条件：叶轮转速为 30r/min；上升水用量为 8～12t/h。

B　马兰庄铁矿生产考核试验

ϕ2m 立式圆筒筛安装到马兰庄铁矿选厂的生产流程中，以代替平面细筛进行工业考核。图 2－5－21 为原生产流程(a)和试验部分流程(b)。

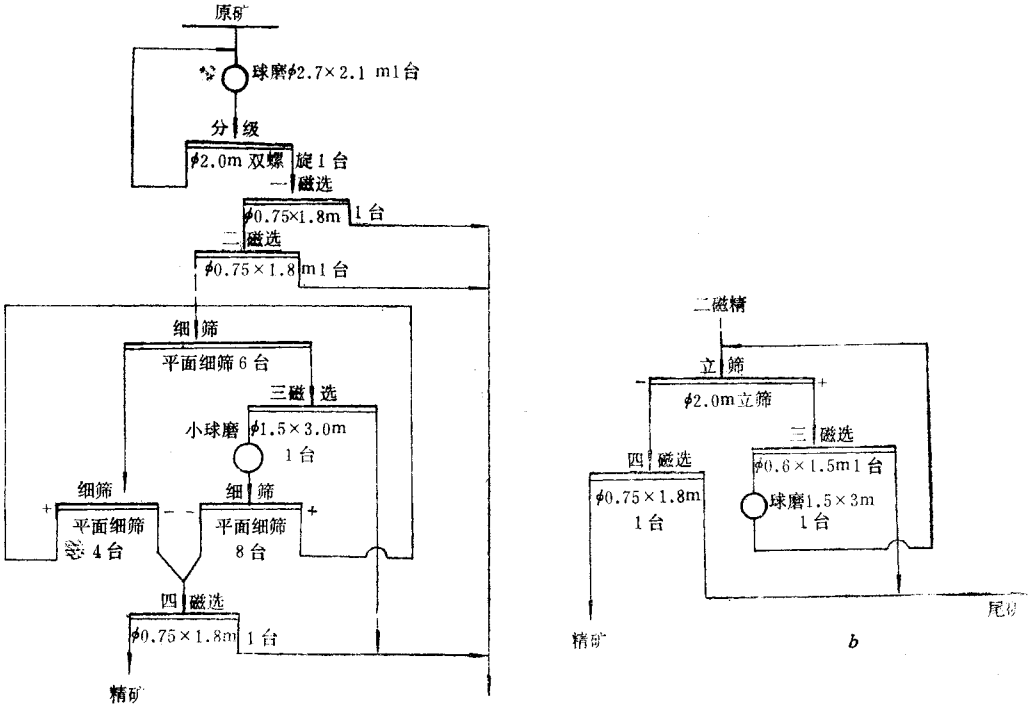

图 2－5－21　原生产流程(a)和试验部分流程(b)

工业生产考查共进行近 5000h。其结果列于表 2－5－11。原生产流程和工业考查流程选别的对比指标见表 2－5－12。

表 2－5－11　ϕ2m 立式圆筒筛筛分结果(工业考查期综合指标)

给矿		筛下		筛上		效率,%	
粒度 −0.076mm 占,%	浓度 %	粒度 −0.076mm 占,%	浓度 %	粒度 −0.076mm 占,%	浓度 %	质效率	量效率
52.96	43.69	82.90	20.12	33.87	56.55	46.79	60.95

表 2－5－12　两个流程选别对比指标

流程	原矿(螺旋分级机溢流)				精矿			一、二磁尾		
	处理量 t/h	品位 TFe,%	磁性率 FeO/TFe,%	粒度 －0.076mm 占,%	产率 %	品位 TFe,%	回收率 %	产率 %	品位 TFe,%	回收率 %
工业考查	34.65	27.23	29.04	51.12	33.61	64.37	79.45	61.84	8.34	18.94
原生产	29.65	28.62	30.55	52.03	35.54	64.19	79.71	59.38	8.93	18.53

流程	三磁尾			四磁尾			总尾矿		
	产率 %	品位 TFe,%	回收率 %	产率 %	品位 TFe,%	回收率 %	产率 %	品位 TFe,%	回收率 %
工业考查	1.66	10.89	0.66	2.89	8.86	0.95	66.39	8.43	20.55
原生产	3.07	10.58	1.13	2.01	8.93	0.63	64.46	9.01	20.29

此外还对齐大山铁矿粉矿和司家营铁矿石进行过试验,亦获良好效果。

三、旋流细筛的研制

1. 结构

该机由给矿体、圆柱体(内装筒筛),圆锥体、溢流管和筛下管等组成。结构如图 2－5－22 所示。

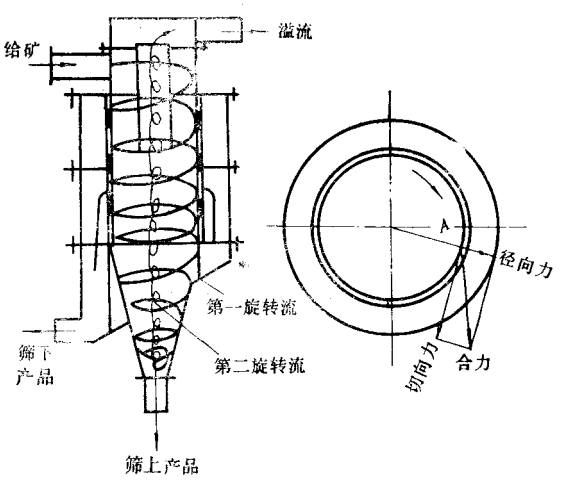

图 2－5－22　旋流细筛结构示意

2. 工作原理

矿浆以一定的压力自给矿口切向式螺旋线给入,悬浮颗粒受到切向、径向、轴向三个分力的作用。从径向速度分量看,矿粒若受到大于向心力的离心力作用,就趋向圆柱筒筛表面,在楔形筒筛上的矿粒又受到切向力和轴向力的作用。因此,在旋流细筛内,除了

由上往下的第一旋转流和由下往上的第二旋转流之外，还有在第一旋转流的途径中被每一条小筛孔的边棱‘切割’的作用，正是由于这种筛下物料的排出，可以调节由第一旋转流转至第二旋转流之间形成一圈零位包迹线的位置。因此，由于在第一旋转流中筛下一些细粒物料，这样就改善了沉砂（即筛上）的质量，又因为控制筛下量的多少，可以改变零位包迹线的位置，因此对溢流产品质量也有所改善。

3. 试验效果

通过试验得出：

（1）旋流细筛能得三种产品，可以根据不同的要求分别处理。通常，沉砂（或筛上）直接进磨矿机（浓度、粒度适宜）；筛下给选别设备（重选、浮选、磁选设备）；溢流，对重选厂来说，可送泥矿车间处理，对浮选厂需经脱水、浓缩，或与筛下合并送浮选，对磁选厂也可类似处理。

（2）对某铁矿的试验表明，筛下产品有富集作用，如给矿品位含铁 60.40%，筛下品位达 66.75%，溢流品位 55.35%，筛上品位 60.35%。如果给矿品位提高到 65～66%，筛下品位可能达 68～70%（或再经磁选），得出部分优质铁精矿。

（3）因为筛下管尚有余压，可以串接另一设备（如旋流器等）而无需动力，可以起到再次脱泥效果。

四、尼龙击振细筛

尼龙篦击振细筛是 70 年代中期研制成功的一种细粒筛分设备。用它提高磁选铁精矿品位，已取得良好效果。在磁选厂使用推广后，使我国磁选铁精矿品位达到世界先进水平。

1. 结构

尼龙击振筛的结构见图 2－5－23。

图 2－5－23 为试验用的 400×1200mm 自流给矿式细筛。由图 2－5－23 可知细筛结构简单，主要由给矿器、筛面、筛框、筛体和敲打装置组成。上部是一给矿器，下部是由钢板焊接成的筛体，内装有筛框和筛面，筛框后面有一敲打装置。给矿器是由一个缓冲箱和匀分器构成，缓冲器采用阀门控制，以保持箱内恒压和调节给矿量大小。矿浆流到匀分器，均匀地流经筛面，分成筛上和筛下两个产品。筛面是一格筛，呈长孔，由固定筛条或筛篦编成。筛条的排列是与物料方向垂直。筛面安装在筛框上，筛框用弹簧悬挂在筛体上，并由筛体与水平支承为一斜度，可以调节。在筛框的背面有一打击板，敲打装置的打击锤周期性地打击在板上，使筛面产生瞬间振动，以防筛孔堵塞。敲打机构（图 2－5－24）是由直流电机和凸轮机控制，可以调节敲打高度和次数。工业试验一段细筛用一台电机串联带动 15 台敲打器。

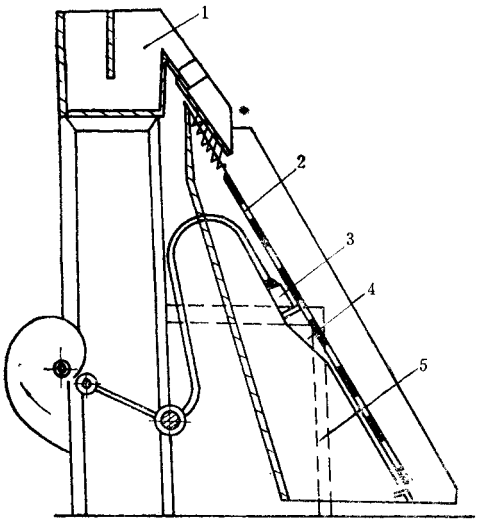

图 2－5－23　400×1200mm 细筛结构示意

1—给矿器；2—筛面；3—敲打装置；4—筛框；5—筛体

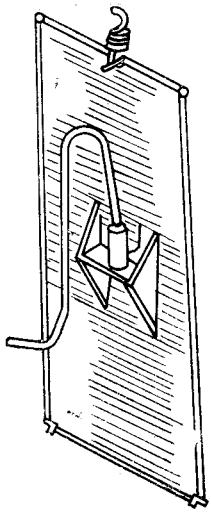

图 2－5－24　细筛敲打装置示意图

打击装置曾进行过改进，改进后的打击装置如图 2－5－25 所示。

2. 技术性能

400×1200mm 尼龙击振细筛的技术特性为：

筛面尺寸（长×宽）	400×1200mm
筛面倾角	一段 55 度
	二段 60 度

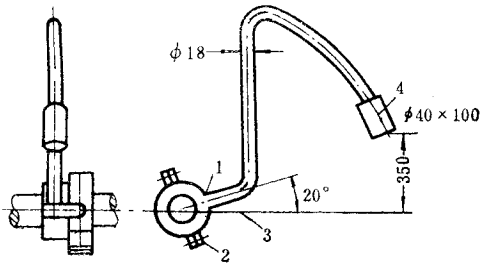

图 2－5－25　改进的敲打装置示意图

1—钻孔焊接；2—卡板（σ＝13 钢板）；

3—提升臂（φ16 圆钢）；4—φ40×100 敲打锤

筛孔尺寸	0.2mm
外形尺寸	第一段（15 联）
（长×宽×高）	8.5×2.5×2.3m
	第二段（12 联）
	7×2.5×2.3m
分离粒度	200 目
筛下－200 目含量占	95%左右
处理能力	5～8t/台·h
给矿浓度	35～45%
筛下产率	50%左右
打击锤重量	1kg
敲打高度	200～250mm
敲打次数	6～21 次/min
电机功率	2.8kW（直流可调）

3. 应用实例

细筛多用于细筛再磨流程中，一是在细筛自循环再磨流程中应用，一是在细筛单独再磨流程中应用。为了充分挖掘二次磨矿能力，在细筛筛上返回量不超过 30% 的情况下多采用前一流程，对于处理嵌布粒度较细，二段磨矿负荷本来就大的情况下，为提高精矿品位，多采用后一流程。

在细筛应用前，南芬铁矿选厂采用的是一种单一的湿式弱磁场磁选工艺流程。应用细筛以后，成为细筛自循环再磨的磁选一细筛联合工艺流程（图 2－5－26）。

表 2－5－13 是三选车间细筛投产前后生产指标对比情况。从 1976 年到 1978 年的 32 个月的生产指标中可知，精矿品位逐年提高，磨机能力则逐年下降，平均精矿品位每提

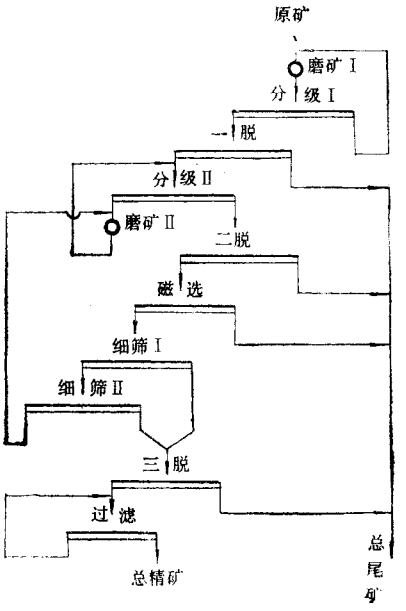

图 2－5－26　细筛投产后的工艺流程

高 1%，磨机能力降低 3～5t/台·h，细筛投产以后，就改变了这种状况。从 1978 年至 1980 年的 21 个月与投产前的 32 个月比较，在磁性率，原矿品位相近的条件下，精矿品位提高 2.61%，原矿处理能力提高 2.69t/台·h 如果投产后的 1979 年与投产前的 1977 年相比，其磁性率、原矿品位、尾矿昂位等都几乎相等，而铁精矿品位提高 2.48%，磨机能力提高 5.41t/台·h。由此可见，细筛的应用，取得了提高铁精矿品位、产量的明显效果。二选车间投产后的 18 个月生产统计数据是精矿品位比投产前高 2.710%，磨机能力提高 15t/台·h。

表 2－5－13　三选车间细筛投产前后主要指标变化情况

项　目	单　位	投产前			投产后		
		1976 年	1977 年	1978 年 1～8 月	1978 年 9～2 月	1979 年	1980 年 1～5 月
磁性率	%	37.02	38.79	38.93	39.05	38.56	39.20
原矿品位	%	31.24	30.79	30.54	30.07	30.59	29.78
精矿品位	%	64.30	65.69	66.42	66.77	68.17	68.33
尾矿品位	%	9.07	8.28	8.79	7.52	8.24	7.56
回收率(理论)	%	82.62	83.65	82.02	84.51	83.11	83.90
台时能力	1/台·h	65.44	58.66	56.33	65.62	64.07	58.93

大石河选厂细筛用于处理二段细磨磁选的磁精矿，其设备联系图见图 2－5－27。

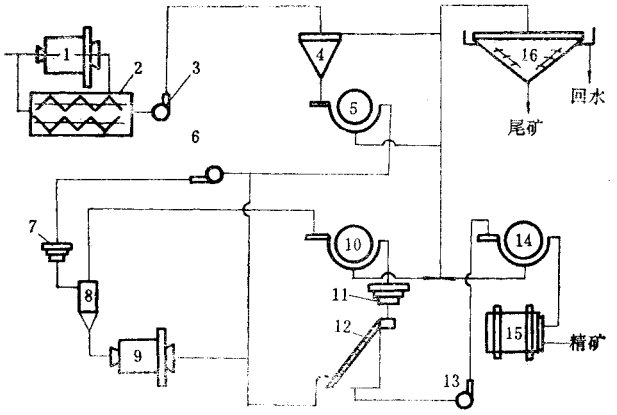

图 2－5－27　选矿工艺设备联系图

1、9—ϕ2.7×3.6m 格子型球磨机；2—ϕ2.0m 双螺旋分级机；

3、6、13—胶泵；4—ϕ2.5m 永磁脱水槽；5、10、14—ϕ750×1800mm 永磁磁选机；

7、11—脱磁器；8—ϕ500mm 水力旋流器；12—400×1500mm 一段细筛，10 台；

15—32m^2 内滤式过滤机；16—ϕ53m 浓缩机

生产考查获得的两种流程对比结果列于表 2－5－14，品位波动情况见图 2－5－28。

表 2－5－14　两种流程生产指标对比

流　　程	原矿处理量 t/台·h	二次分级溢流粒度 －150 目占，%	综合生产指标 TFe，%		
			原　矿	精　矿	尾　矿
应用细筛	88.60	70.30	25.73	66.19	7.33
不用细筛	93.42	74.00	27.24	64.31	7.01

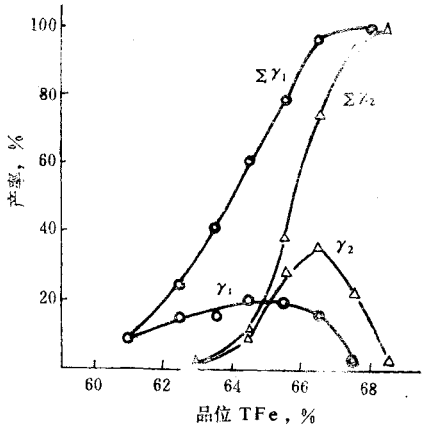

图 2－5－28　应用细筛与不用细筛精矿含铁品位的波动变化率

○—不用细筛；△—应用细筛

在进行 GPS－900－3 型高频细筛研制的同时开展了无磁耐磨不锈钢细筛网的研制。筛网的主要成分是根据 18－8 型不锈钢和 18－2Mn 的成分确定的。

原料在感应电炉中熔炼，浇铸成锭后，经锻造，轧制，拉拔成 ϕ0.1mm 的细丝，退火后，编织成 100 目的方孔筛网。

按 GB228—63 标准制备板状试样，在 5t 材料试验机上进行拉伸试验，在 ML－10 型磨料磨损试验机上进行磨损试验，负荷 3.1kg，测定试样失重。

在 2% H_2SO_4、2% HNO_3 和 2% HCl 水溶液中浸泡，进行耐腐蚀性能试验。

试验达到的指标如下：

力学性能：　$\sigma_b = 85kg/mm^2$　　$\delta = 60\%$

$\psi = 48\%$　　$HR_B = 95$

耐磨性能：失重为 0.0399g（同样试验条件下，1Cr18Ni9Ti 试样的失重为 0.0515g）

耐腐蚀性能 在 2% H_2SO_4 和 2% HNO_3 的水溶液中，均有良好的耐腐性能

金相组织 为单相，无磁性

耐磨性 采用直接寿命对比试验。对比筛网为市场购买的国产不锈钢筛网。研制筛网和对比筛网的基本参数列于表 2－5－15。

表 2－5－15　筛网的基本参数

筛　网	网　目 目	丝　径 mm	筛孔尺寸 mm	备　注
研制筛网	100	0.10	0.15	
对比筛网	100	0.08	0.17	材料为 1Cr18Ni9Ti
对比筛网	80	0.10	0.22	材料为 1Cr18Ni9Ti

将试制的筛网和对比筛网分别安装到 GPS－900－3 型三路高频振动细筛上，在选厂进行使用寿命对比试验。由于对比筛网在试验 1225h 后出现严重破损，因而停止试验。此时，新筛网（已工作 1067h）仍保持完好。试验结果列于表 2－5－16。对比筛网破损后的情况见图 2－5－30。

从表 2－5－16 和图 2－5－30 看出，对比筛网经 1225h 试验后，只有少量磨损就出现断裂。因此，在影响筛网寿命的因素中，除了材料的硬度外，材料的抗拉强度也是一个重要的因素。由于新筛网经过 1067h 对比试验后磨损量很小，加之，材料的抗拉强度较高，故其使用寿命经估算有可能达到 4000h 以上。

表 2－5－16　现场对比试验结果

试验筛网	试验前网丝直径 mm	试验后网丝直径，mm		试验后筛网状态	平均线径磨损速度 mm/h
		1067h	1225h		
研制筛网(100 目)	0.10	0.093		完好	0.8×10^{-6}
对比筛网(80 目)	0.10		0.084	破损	13.0×10^{-6}
对比筛网(100 目)	0.08	试验 300h 后，严重破损			

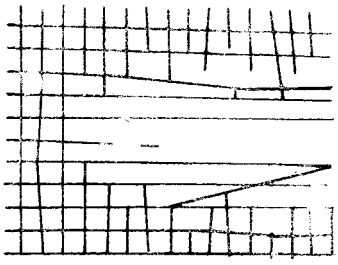

图 2－5－30　对比筛网的破损情况

2. 再生尼龙细筛筛蓖

再生尼龙细筛筛网，即将尼龙旧筛片再生，制成再生尼龙细筛筛网。第一批产品于 1983 年在首钢大石河选厂第 8 系统安装，试用，计 12 台细筛，132 个筛片；第二批产品于 1984 年在该厂第 9 系统安装、试用，也是 12 台细筛，132 个筛片。再生筛篦与原生筛篦生产使用对比考查表明：分级效率相同，使用寿命相近，均达 6 个月以上，筛网价格再生的比原生的降低三分之一。

3. 橡胶筛板的应用

东鞍山烧结厂二筛分采用 1800×3600mm 自定中心振动筛，给矿粒度－45mm，筛下粒度－12mm，原采用钢条焊接断面，筛孔尺寸 12×230mm，筛条直径 12mm，使用寿命 6～7 天，从 1978 年开始采用橡胶筛板代替，其规格 600×600mm，厚 20mm，筛孔上口为 15.5mm，下口为 17.5mm。多年生产实践表明，与厚铁质筛板相比较，使用寿命提高 3.4 倍，筛分效率达 93%。表 2－5－17 为东鞍山烧结厂对各种筛板进行工业试验的结果。

表 2－5－17　不同材质筛板使用效果对比结果

项　目	钢板冲孔	钢条编织	钢条焊制	钢条编织	钢条焊制	橡胶筛板
筛孔尺寸，mm	ϕ20	20×90	20×45	12×130	12×230	15×15
筛面有效面积，%	29.7	59.5	39.0	36.1	41.0	28.1
筛分效率，%	15.0	89.0	86.0	81.46	49.5	90.72
筛条粗细，mm		6	16	8	12	
使用期限，d	10～15	3～4	7～8	15.2～20	6～7	72
工艺流程	开路	开路	开路	闭路	闭路	闭路