第四篇

选煤技术与产品质量控制

第一章　原煤的选前准备

第一节　原煤的选矸

不论原煤是否分选加工，都要选除大块矸石和木块、铁器等杂物。如果选矸以后的原煤去洗选，原煤选矸就是选煤厂的选前准备部分。

一、人工拣矸

原煤中大于 50mm 的矸石称为可见矸石。过去因采煤机械化程度不高，用户对煤质的要求也不严，因此，只要求拣除原煤中的可见矸石。地面生产系统比较简陋的煤矿，只设原煤人工拣矸设备。拣出的大块矸石不计入原煤产量。由于区别拣矸以前和拣矸以后的煤炭，称拣矸以前的为毛煤 拣矸以后的为原煤。拣过矸石的原煤，一般还含有大于 50mm 的矸石（含矸率）1% ~ 3%。

为了便于拣矸，首先从原煤中筛出 50mm 以上粒度的大块、然后这些大块在手选带上以缓慢的速度前进，拣矸工人站在手选带旁按光泽、密度、外观形状的差异将矸石拣出。人工拣矸的工艺原则流程如图 4 - 1 - 1 所示。

如果手选车间作为选煤车间的准备部分，则并不要求拣选得干净，只拣除木块，铁器杂物及特大块矸石而大块煤和大块矸石则用破碎机破碎后与筛下物一起入选，这种手选称作检查性拣矸。在原煤中大块矸石含量较少时，用检查性拣矸比较合适。

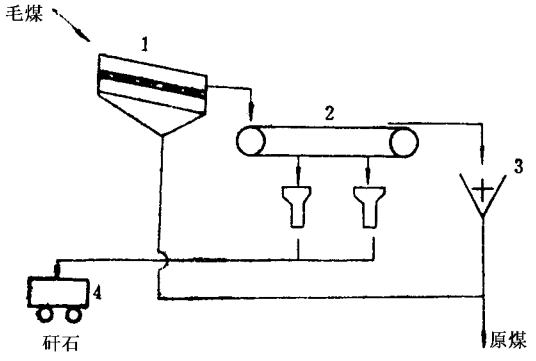


图 4－1－1　人工手选的工艺原则流程图

1—筛分机(ϕ = 50mm)；2—手选带；3—破碎机；4—矸石车

人工拣矸是一项繁重的体力劳动，应尽量减少其工作量，采取扩大洗选上限，由50mm 扩大到 80mm 或 100mm；广泛采用检查性拣矸，让大块矸石破碎入选；或用选择性破碎机或重介质选矸代替它。最近，采用动筛式跳汰机代替人工拣矸，取得了满意的效果。

人工拣矸的机械设备：

(一)辊轴筛

辊轴筛是由一系列并列的辊轴组成的(一般 7～13 轴)，辊轴之间用传动链带动旋转，旋转方向与煤流方向相同。辊轴上带有圆盘或圆弧三角形盘，或偏心圆盘，圆盘与轴之间形成筛孔。辊轴转动时在圆盘的松动下，小于筛孔的粒度漏下，大于筛孔的块留在筛面上。大块由于辊轴的转动和筛面倾斜(10°～15°)而逐步向前运动。辊轴筛安装时要保持盘轴间距离和旋转方向正确，不然容易产生卡轴的故障，辊轴筛的结构如图 4－1－2 所示。

辊轴筛的优点是筛面能承受大块矸石和大块煤的冲击，故许多露天矿的选煤厂常采用，有的还用于脱除重介质。辊轴筛具有运转平稳，振动小的优点。但是检修工作量大，筛分效率不高。由于筛型较小(一般为 2.7～2.9m^2)因此不能适应大生产的需要。现在基本已被淘汰。

(二)振动筛

原煤筛分一般采用圆运动的单轴振动筛。振动筛的单位面积处理量高于辊轴筛。振动筛的筛分效果较好。关于振动筛的作用原理和筛分机类型，将在煤炭的筛分中阐述。为了能承受毛煤中特大块矸石和煤块的冲击(如露天矿)，可以采用重型振动筛(图 4－1－3)，它的第一层筛面是用钢棒组成的。

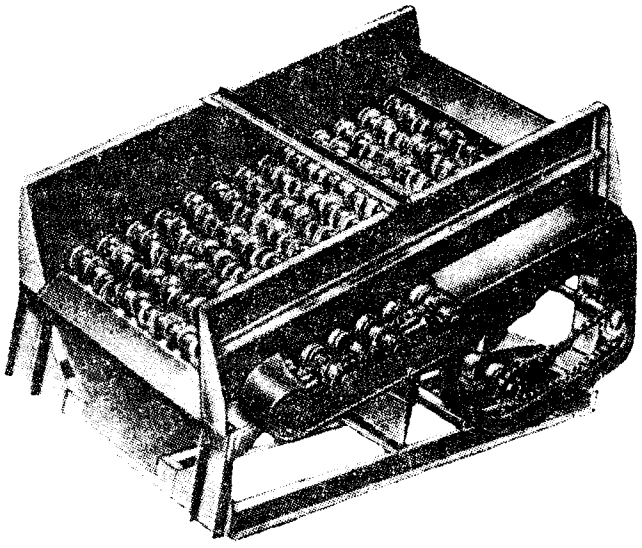


图 4－1－2　辊轴筛

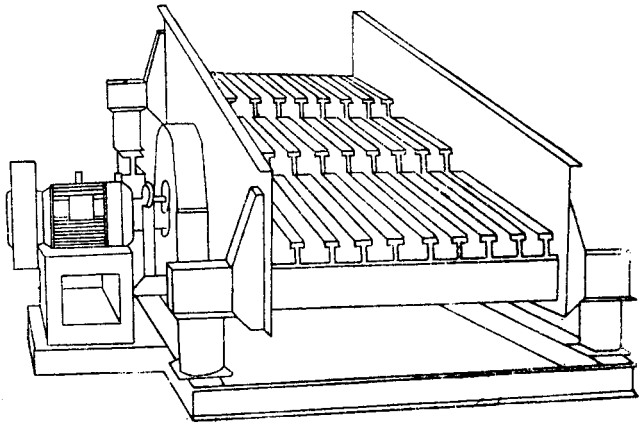


图 4－1－3　重型筛分机

(三)手选带

手选带与一般的胶带输送机相同,而是平型胶带。胶带宽度为 800～1000mm,其宽度根据运送量大小选择,要求在手选带上摊开平铺一层,互相不压不盖;手选带运转速度一般为 0.4m/s。手选带最好是水平装置,工人在工作时的劳动条件好一些,有时由于节省空间,布置上的需要,将手选带倾斜安装,但其倾角也不要超过 12°。

拣出的矸石可有几种运输方式:①设矸石溜槽;②煤、矸各占半条手选带;③两边拣

矸的拣出物集中在手选带中间。第 2、3 种类型在手选带上方有隔板将煤、矸分隔开来，煤和矸石分别从溜槽溜出。

手选在一般情况下，是从大块物料中拣出矸石，但当大块中矸石多而煤块少时，可以考虑从物料中拣出煤块。

(四)电磁吸铁器

为了清除混入煤炭中的铁器，也为了保护破碎机、选煤机等设备，采用电磁吸铁器将毛煤或原煤中的铁器吸出。

1.悬挂式吸铁器

悬挂式的(见图 4－1－4)，挂在胶带机头，在磁力的作用下，顺着煤流的运动方向，将煤流上部的铁器吸出。在停止生产时，切断电流，即可释放被吸的铁器。这种电磁铁一般是煤流上、下同时作用的。在胶带滚筒中有磁铁，可将煤流下层的铁器吸在胶带上，在胶带转到滚筒的磁力作用之外时落下，这是较老的型式。

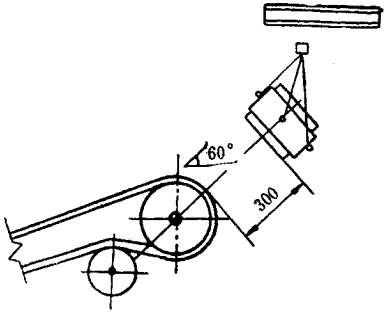


图 4－1－4　悬挂式电磁吸铁器

2.顺煤流方向吸铁器

由顺煤流方向胶带运送的吸铁器(见图 4－1－5)，吸铁胶带上带有横条，胶带架内有电磁铁，铁器吸到胶带上后，可以运送到机头落下。

3.垂直煤流方向吸铁器

由与煤流方向相垂直的胶带运送(见图 4－1－6)，这种吸铁器有的在煤流前部有探头，当有铁器时才将电磁铁通电，以节省电能。吸铁胶带作横向运动，将吸出的铁器带出。

二、选择性破碎

煤炭硬度与矸石硬度有显著差别时，可以采取选择性破碎的方法，将煤破碎而矸石

不破碎，既起到煤块的破碎作用，也使煤和矸石得到分离。如果筛下物去洗选，即使矸石摔碎成筛下物也没有影响。选择性破碎的工艺原则流程如图 4－1－7 所示。

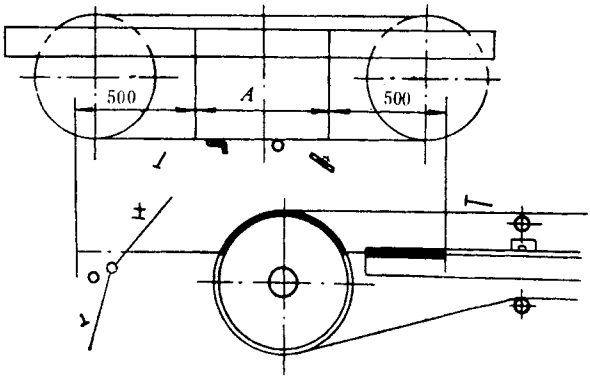


图 4－1－5　顺煤流方向吸铁器

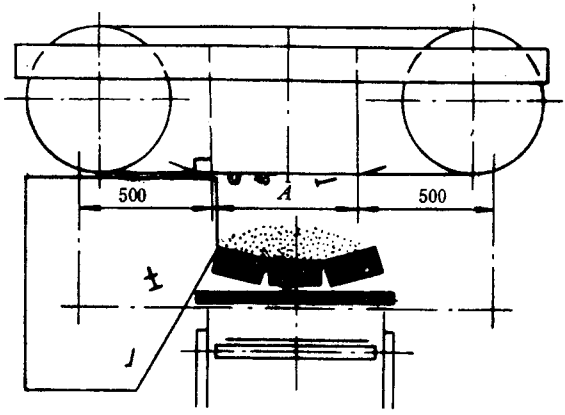


图 4－1－6　垂直煤流方向吸铁器

确定是否采用选择性破碎时，应仔细对原煤中的大块作跌落试验，试验大块在 2.5～3.0m 高度自然跌落，根据摔在铁板上的煤、矸石粉碎情况而决定。如果煤都能摔碎到要求的入选上限以下（如 50mm 或 80mm），就可以采用碎选机。但是，如果矸石和煤的硬度差别不大，两者都不易摔碎时，就不能采用。跌落高度（加 0.5m）相当于要选用的碎选机的直径 跌落次数可以大致地确定碎选机的长度。

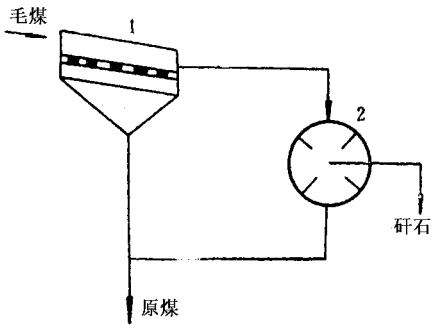


图 4－1－7　选择性破碎的工艺原则流程图

1—筛分机(ϕ = 50mm)；2—选择性破碎机

选择性破碎机(见图 4－1－8)是一个带筛孔的圆筒，筛孔尺寸相当于入选上限，圆筒内有抄板，将煤和矸石提到碎选机的最高处跌落。碎选机有 2°～5°坡度，抄板也有一定的斜度，使圆筒内的物料前进。碎选机圆筒直径一般为 2.5～3.0m，长 4.5～6.,0m，转速在 10～20r/min 之间，处理能力块煤为 50～60t/h。

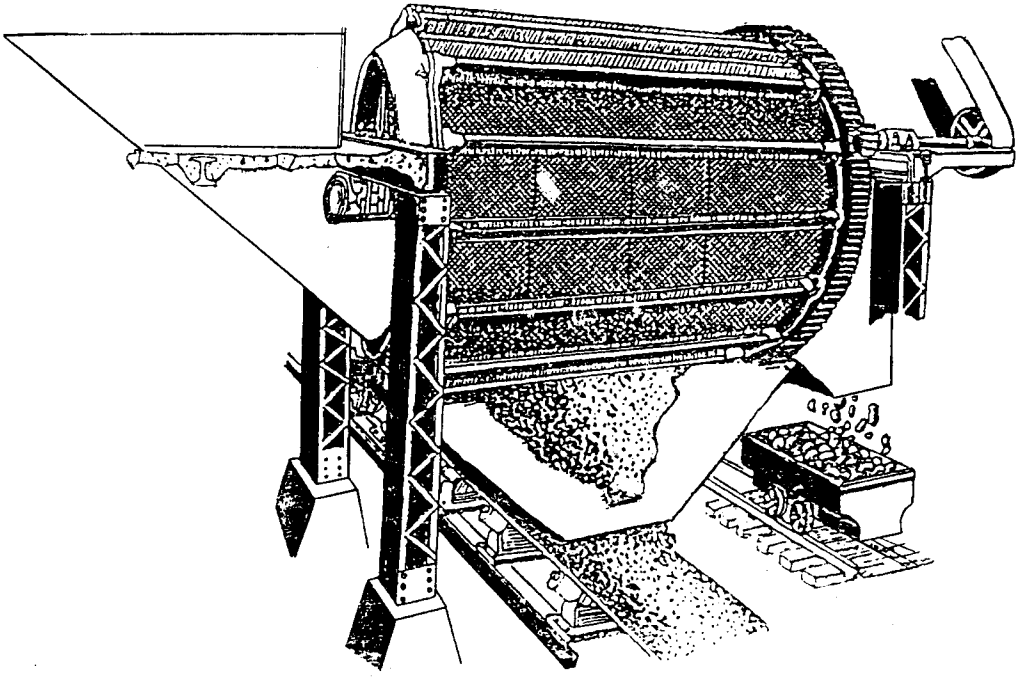


图 4－1－8　选择性破碎机

碎选机的优点是维护工作量少，不易产生故障，碎选机上设有筛孔，故碎选机原料中带一点粉煤，问题也不大。碎选机的缺点是噪音大，煤尘多，如果选择不合适，碎选后矸石中还带有煤。

三、重介质选矸

重介质选矸其目的是为了得到纯净的矸石。利用重介质选除矸石是解放手选劳动的有效措施之一。重介质选矸的工艺原则流程如图 4－1－9 所示。

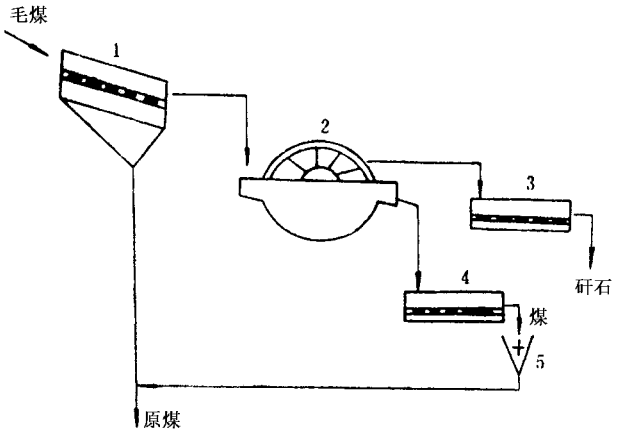


图 4－1－9　重介质选矸工艺原则流程图

1—筛分机（ϕ = 50mm 或 25mm）；2—重介质斜轮分选机；

3—矸石脱介筛；4—煤炭脱介筛；5—大块煤破碎机

斜轮重介质分选机最大的特点是分选上限可为 300mm 甚至 1000mm，尤其适于露天矿的毛煤。直径为 7m 的立轮重介质分选机也可选到 500mm。重介质选矸在下限为 50mm 时，每小时每 m 宽处理原煤 100～120t；如果下限为 25mm 时，就降为 80～100t。

但是，采用重介质选矸分选密度高，大块煤、矸石脱除介质时，喷洗水对煤、矸的上表面起作用显著，下表面往往喷不到水，因此，加重质损耗大；分选的悬浮液密度较高，因此加重质的粒度就不能过细，加重质粒度较粗时，必须有煤泥在介质中起稳定悬浮液的作用。一般认为悬浮液中固体（磁铁矿磁性物与煤泥等非磁性物）的容积浓度不超过 30%～35%，也不少于 15%。

四、动筛式跳汰机选矸

动筛式跳汰机是跳汰机的老的型式，经过改进以后，可用以分选 200～25mm 的块

煤，代替人工手选。试验结果表明，一台 $2.5m^2$ 的动筛式跳汰机可以处理 200～25mm 的易选煤 80～140t/h。灰分为 58%～60%的原料煤，经过分选以后可以得到灰分 18%～20%的煤块和灰分 88%左右的矸石。动筛式跳汰机的结构如图 4－1－10 所示，水从入口 1 给到槽中，筛板 2 在液压缸 3 的带动下，以销轴 4 为支点在水中作上、下运动。物料从入料端给入，在运动着的筛板上按密度高低分层，并移向溢流堰。上层的煤块，从溢流堰 5 上面流向煤炭提升轮 6；下层的矸石，通过排矸机构落入提升轮 7 中；透筛细粒由槽箱下面排料口 8 排出（可以接斗式提升机）。该跳汰机不用鼓风机，而且用水量较小，吨煤耗水为 $0.3m^3$。

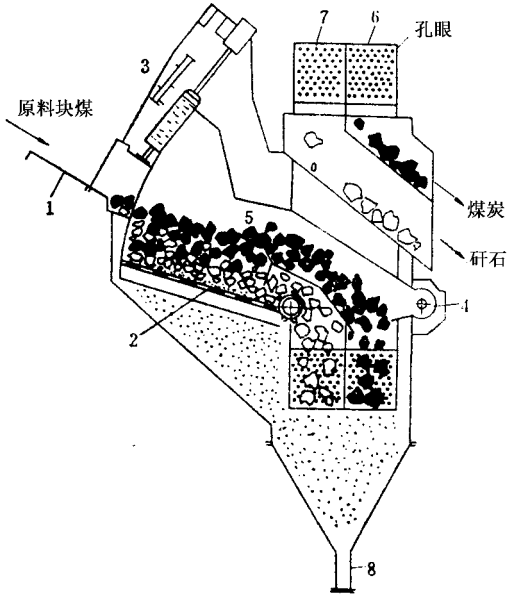


图 4－1－10　动筛式跳汰机

1—入料口；2—筛板；3—液压缸；4—销轴；

5—溢流堰；6—煤炭提升轮；7—矸石提升轮；8—透筛物排料口

第二节　块煤的破碎

一、破碎的目的

块煤进行破碎，破碎的目的：

(1)符合用户对煤的粒度上限的要求。在工业上动力用煤最大粒度一般要求 50mm，个别的用煤行业可以将上限扩大到 80～100mm。

(2)符合选煤设备的性能。选煤设备都有粒度上限的要求，如一般跳汰机要求上限粒度为 50mm，可以扩大到 80～100mm 再扩大，其排矸系统就不能适应。

(3)符合煤性质的要求。许多煤炭含有不少大块夹矸煤，将这些煤破碎到 50mm 以下，可以解离并释放一部分精煤。有的煤夹矸较细，要破碎到更细粒度才能解离，一般这个破碎工序都布置在选中煤中破碎，可以破碎到 13mm 或 6mm，这样，不作多余的破碎，破碎量小，产生的次生煤泥量少。

(4)矸石破碎入选。如果原煤中大块矸石含量很少，可以不设常规手选，而将大块矸石和大块煤都破碎到入选上限以下，减少手选工作量。但是，如果大块矸石量很多，采取这种措施就不合适了。破碎机在选煤工艺流程中是既费动力，事故又多的环节，而且破碎矸石产生的次生煤泥灰分高，有的容易泥化的矸石，破碎到小粒度对湿法选煤影响更大。

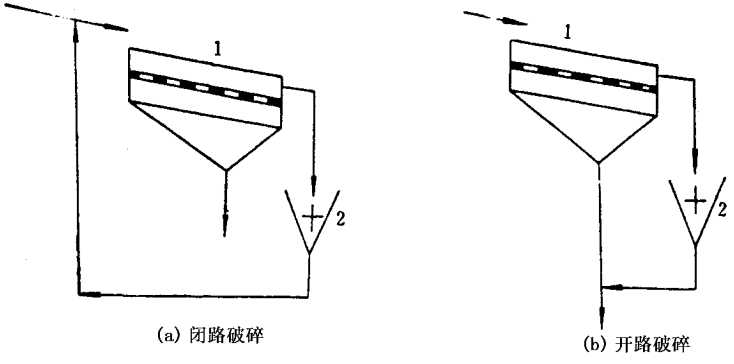
因此，大块进行破碎是必要的，但必须考虑破碎工作的合理限度，不作多余的破碎，少产生次生煤泥。应该针对不同煤炭，不同用户，事先做好研究工作。

破碎机难免有过粉碎，也可能产生一部分超粒(超过要求粒度上限的块煤、矸含量%)。当对产品的粒度上限要求比较严格时，可将破碎产物返回筛分机过筛，这样能保证粒度，称为闭路破碎流程(见图 4－1－11a)。但闭路破碎布置较为复杂，而且影响筛子处理能力，一般选煤工艺，如对超粒要求并不严格时，都采用开路破碎流程(见图 4－1－11b)。

各种破碎机对入料和排料的最大粒度均有限制。入料粒度与出料粒度之比称为破碎比。如果这种破碎机的入料和排料粒度满足不了生产的要求，可以采用两段破碎的方式，先由一台破碎机破碎到较大粒度，破碎产品再用另一台破碎机进一步破碎。

二、粗粒破碎机

粗粒破碎机一般可将物料破碎到 50mm 或 100mm 以下，这种破碎机有以下几种：



(a) 闭路破碎　　(b) 开路破碎

图 4－1－11　破碎流程

a—闭路破碎；b—开路破碎

1—筛分机；2—破碎机

(一)双齿辊破碎机

这是选煤厂块煤破碎工序最常用的设备，由两个齿辊组成，齿辊间用齿轮联动，两辊对转如图 4－1－12 所示。其中一个齿辊经电动机拖动皮带轮或齿轮转动，再由这个主动辊带动另一齿辊转动。大块煤、矸石由两个转动着的齿辊咬碎。双齿辊破碎机有两处安全措施：①从动齿辊的轴承座可以滑动，并装有弹簧，如遇到硬石块时，弹簧被压缩，将破碎不了的大块排出；②主动齿辊的轴和传动轮间仅有一根保险销联结，保险销有一收缩颈，如遇到硬块既通不过又破碎不了时，可将保险销切断。

为了简化布置，而得到破碎后粒度小的煤炭，采用两台双齿辊组合在一起的四齿辊破碎机(见图 4－1－13)。

(二)单齿辊破碎机

该破碎机由齿辊和破碎板两个主要部件组成。齿辊经电动机和皮带轮带动，使齿辊旋转，将大块物料压在破碎板上进行破碎如图 4－1－14 所示。一般破碎板都制成筛板状，小于间隙的煤漏下，减少过粉碎现象。单齿辊破碎机装设两处安全措施：一是破碎板下方联着弹簧，遇有破碎不了的硬块，弹簧被压缩，将硬块排出；二是皮带轮与齿辊，也用保险销联接，当坚硬大块破不碎、放不过时，可将保险销切断。

一般认为，采用双齿辊和单齿辊破碎大块物料时，其过粉碎的情况较少。但单齿辊

破碎机的排料粒度较大，有时为了获得较小的排料粒度，采用先单齿辊后双齿辊的两段破碎。

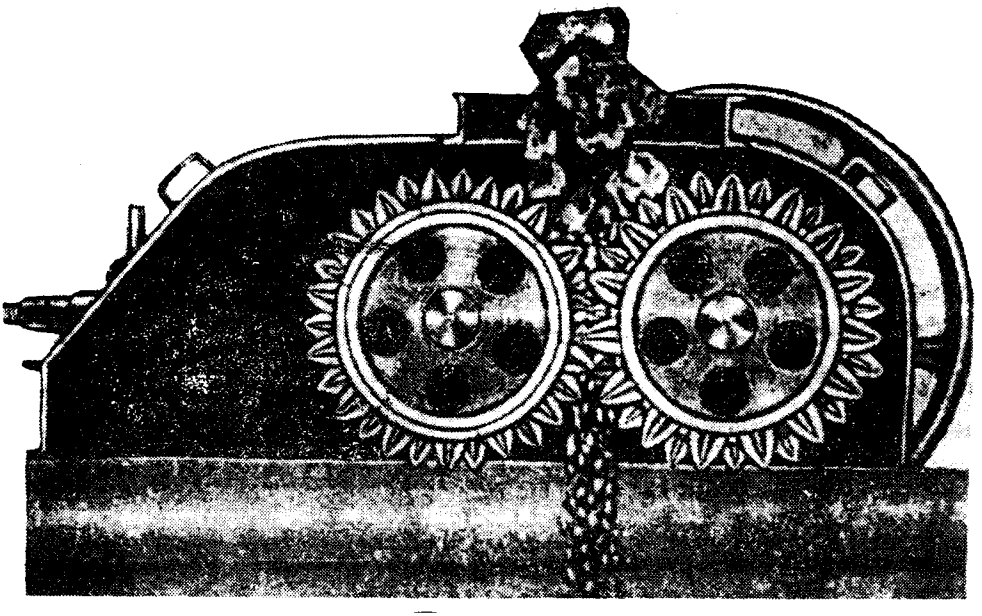


图 4－1－12　双齿辊破碎机

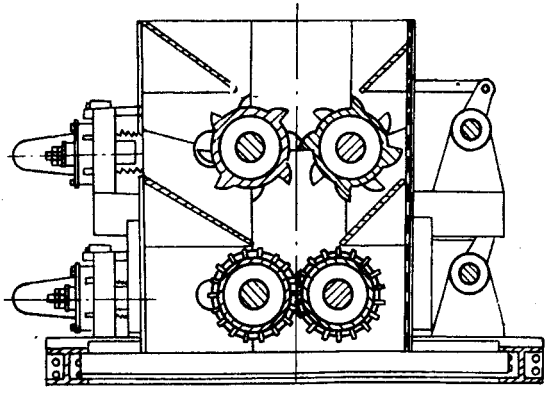


图 4－1－13　四齿辊破碎机

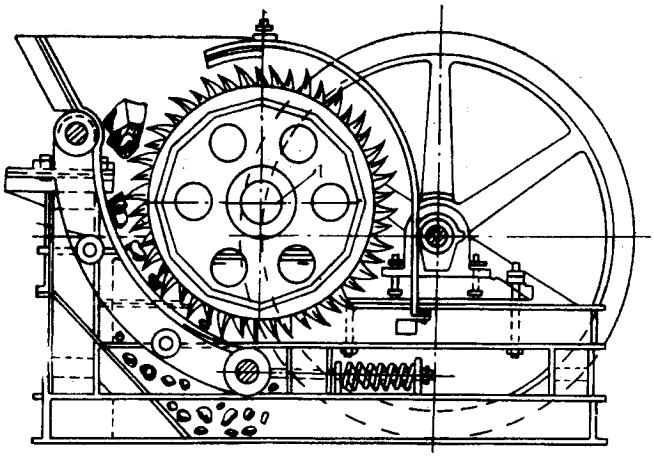


图 4－1－14　单齿辊破碎机

（三）颚式破碎机

颚式破碎机俗称老虎口如图 4－1－15 所示，常用于破碎坚硬大块物料。运转时电动机带动破碎机的摇杆上、下运动，摇杆使活动颚板作往复运动，由固定颚板和活动颚板之间形成的破碎口，因其忽大忽小的变动，大块就被压裂、破碎。

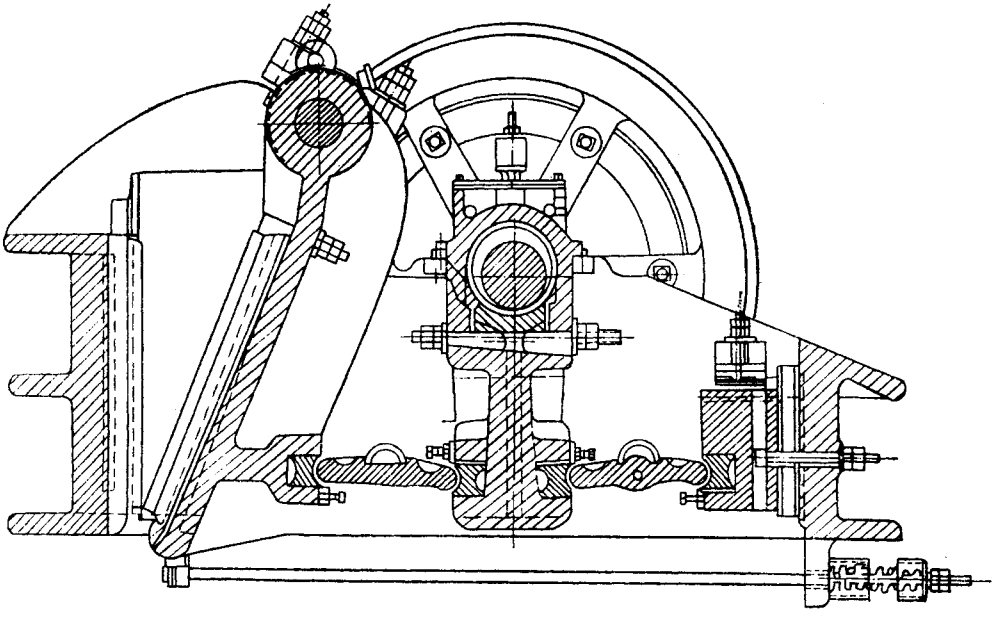


图 4－1－15　颚式破碎机

为了防止过硬的大块物料破碎不了而损坏设备，常将肘板用机械强度较低的材料制成 或由两块肘板组成，中间用螺钉联接。当遇到过硬的大块物料时，肘板断裂或联接螺钉切断。

第三节　煤炭的筛分

一、影响筛分效率的因素

筛分试验可以测定煤中各粒度级的产率和灰分、水分、硫分、发热量等各种质量指标，在确定筛分级别及其质量指标时，筛分试验资料是主要参考资料。但筛分试验数值仅是理论值，实际筛分等级的产率与质量与此有出入。这不仅是入筛煤样和实际煤炭粒度特性不一致，还存在筛分效率问题。

影响筛分的因素：

(一)煤的水分

入料煤炭的外在水分是影响筛分的主要因素，一般外在水分在 6% 以下，可以很好地进行干式筛分 如外在水分超过 6%，筛分困难。冲水的湿式筛分往往取得较好的筛分效率。一般筛选厂都采用干式筛分，选煤产品可应用湿式筛分。在外在水分 6% 以下，筛孔采用 13mm 可用一般振动筛进行干式筛分取得较好效果，如筛孔 6mm 进行干筛，用一般筛子则得不到好的效果。

(二)煤的粒度组成

如果煤中与筛孔大小相近的某粒度含量较少时，其筛分效率较高 如果该粒度的含量较多，就影响透筛的效率。但往往筛孔是按国家统一规定如 50、25、13、6mm 等分级的，很少考虑煤本身的筛分特性。这种与筛孔大小相近似的粒度，称为‘难筛粒”，一般以在筛孔尺寸的 ±25% 之内的煤的产率% 计算。

(三)筛板和筛孔的形状

筛分粒度在 25mm 以上，一般用冲孔或钻孔筛板，孔眼多数采用圆孔，菱形排列。25mm 以下可用编织筛网，编织筛网为方孔。25mm 的筛孔，可以用冲孔筛板，或编织筛网，编织筛网应防止筛条滑动，筛孔变形。对于 1mm 以下筛分(包括脱泥、脱水、脱介)采用条缝筛板(见图 4－1－16)0.5mm 以下的可以用条缝筛板(用螺杆穿筛条上圆环或焊

接的)或尼龙筛网。不论是筛板或筛网,本身须绷紧,并和筛箱紧固,这是十分重要的。既可以延长筛板、筛网、筛箱的寿命,提高筛分效率,而且可以减轻噪音。

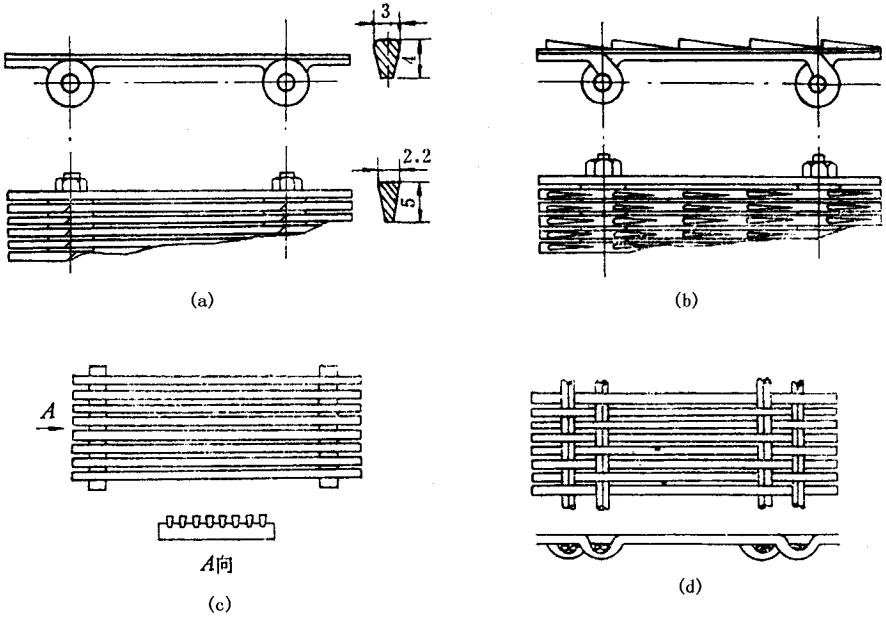


图 4－1－16　条缝筛板

a—平顶型条缝筛板;b—波纹型条缝筛板;c—焊接筛面;d—编织筛面

对于 50mm 以上的筛板,经常由钢筋或轻轨制成。尤其是固定筛使用旧钢轨更是合适。棒形筛条都制成楔形的,上宽下窄,便于物料通过。

圆形筛孔,以圆的直径标明筛孔的大小,能保证通过的粒度都小于筛孔的尺寸,其筛下产品基本不含大于筛孔的粒度;筛孔采取交错排列,可提高筛分效率。方形筛孔以正方形的边长作为筛孔的大小,但正方形的对角线是边长的 1.414 倍,有的资料认为通过方孔的最大颗粒,相当于通过圆孔的最大粒度的 1.23 倍。矩形筛孔以矩形的短边作为筛孔的名义尺寸,在这种情况下,超过筛孔尺寸的粒度,特别是扁平颗粒将顺着筛眼长边透筛。还有一些不规则形状的筛孔,如一些编织筛网。概率筛的筛孔常大于分离粒度而用筛孔的投影进行计算。无论如何,筛分产品的粒度是衡量粒度的标准。

(四)筛面的长度和宽度

筛面的宽度决定筛分机的处理能力,若筛面宽物料的通过能力大;筛面的长度决定筛分机的筛分效率,筛面越长物料经过筛分的时间越长,筛分越彻底,但是,过长的筛面对提高筛分效率并不显著,而仅仅多余地加长了筛分机的尺寸。

我国现有筛分机其筛面长度，粗粒级的筛分 3.5～4m，中细粒级的筛分 5.5～5.6m，脱水、脱介 6.5m。

（五）筛面的倾角

筛面倾角的大小，影响筛上物料的移动速度。倾角大，物料的移动快，处理能力高。筛面的倾角和筛子的结构形式与筛分产品的质量要求有关。一般筛孔在 50mm 以上，作预先筛分时，都采用圆运动筛分机，如惯性振动筛和自定中心振动筛，其倾角为 15°～20°。而直线运动的筛分机，一般作水平安装，其倾角为零度，物料在筛面上运动，依靠筛面对物料的抛射力，这种筛分机一般用于煤的脱水、脱泥和脱介。

（六）振幅和频率

振幅是指筛箱行程的一半，频率是指筛箱每分钟往复振动的次数。筛箱除筛面倾角外必须具备足够大的速度才能使筛面上的物料前进。经试验研究得出煤用振动筛筛箱的加速度不超过 70～80m/s^2，振幅大致为 2～5mm，转速为 800～1500r/min。

为了测量直线运动筛分机的振幅，一般直线振动筛筛帮上都画着测量振幅的三角形（见图 4－1－17），在测量三角形画着一组平行于基线的平行线，上面标有刻度，表示三角形相应截割的宽度。当筛箱振动，人在视觉上的滞留，将看到两个三角形，斜边的交点所指截宽，就是筛分机的行程（两倍的振幅）。

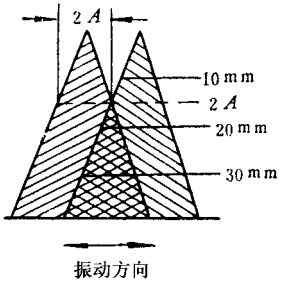


图 4－1－17　筛分机的测量三角形

A—筛分机的振幅

（七）抛射角

抛射角是筛箱运动方向与筛面所形成的角度。如抛射角较大，有利于物料透筛，但处理量较小。直线运动筛主要靠抛射作用推动物料前进，并使细粒透筛。直线运动筛的抛射角一般在 30°～55°之间，我国采用 45°，圆运动筛分机，也有抛射作用，但其抛射角不固定，并与筛分机的频率和振幅有关。

（八）处理量

过大地加大处理量（单位面积或是单位宽度的处理量），严重的影响筛分效率，使筛上物中含小于筛孔粒级的数量增加。设计中采用的不同筛孔尺寸的单位面积处理能力见表 4－1－1。

表 4－1－1　筛分机的单位面积处理能力

名称	筛分方式	不同筛孔（mm）的单位面积筛面处理能力，t/（m^2·h）					
		100	75	50	25	13	6
辊轴筛	干法	90～110	70～80	50～60			
单轴振动筛	干法	100～120	80～90	60～70			
双轴振动筛	干法			35～40	20～25	8～10	4～5
双轴振动筛	湿法					12～14	8～10

二、筛分效率及块煤的保持

煤的筛分等级品的质量，除了灰分、水分、硫分、发热量等指标外，主要的还有限上率和限下率指标。例如 25～13mm 的等级煤，就应考核小于 13mm 级混入的数量%（限下率）及大于 25mm 级混入的数量%（限上率）。在煤炭产品质量规格中块煤有限下率指标的要求。

介绍两个筛分效率公式：

$$\eta_1 = \frac{100(c-a)(a-b)}{a(100-a)(c-b)}$$

式中　η_1——筛分的全效率，%；

a——入筛原料中含小于筛孔物料的数量，%；

b——筛上品中含小于筛孔物料的数量，%；

c——筛下品中含小于筛孔物料的数量，%。

筛分的数量效率为 η_2，适合于圆孔筛，因为 $c = 100$

$$\eta_2 = \frac{100(a-b)}{a(100-b)}$$

降低块煤限下率，不仅在筛分过程中提高筛分效率，而且在运输和贮存过程也应加以注意。为了防止块煤的粉碎，在运输过程中尽量减少转载和减小落差，在溜槽中铺以厚胶皮缓冲（这样也能降低噪音）。有的选煤厂将筛分设备设在煤仓上，最终用筛分机控制煤炭粒级产品的粒度。在贮煤仓的结构方面，对中、小型仓，采用螺旋溜槽装仓可减少

煤的粉碎。还有一种煤仓，将仓制成一面斜坡，从斜坡开始装仓，仓将满时，装仓胶带向前移动（或用无底锚链刮板），使块煤减少落差而以滚动和滑动的方式装入仓内。为了防止装车时煤的粉碎，采用一点装车，而装车胶带的一头，设置成可上、下升降的，可以接近车箱底部处装载，随着车皮的装满程度而相应提高。

三、筛分设备

筛分机是选煤行业中使用比较多的一种设备，而且筛分设备的改进、更新较其他设备发展得快。筛分设备不仅用于煤的按粒度分级，也广泛运用于煤的脱水、脱泥、脱介。筛分设备有固定筛，圆筒筛，辊轴筛，摇动筛，快速摇动筛，共振筛，自定中心振动筛，惯性振动筛，直线振动筛，概率筛，旋转概率筛，旋流筛，琴弦筛以及筛分与破碎相结合的选择性破碎机。但现在生产的选煤厂广泛运用自定中心振动筛、直线振动筛和简单惯性振动筛。正在推广和试验的有等厚筛、概率筛、旋转概率筛、琴弦筛。其他型号基本已被淘汰，或正在被淘汰。双轴直线振动筛主要用于煤的脱水、脱泥和脱介。

（一）简单惯性振动筛

这种筛分机的皮带轮与轴承同心，皮带轮与传动轴轴颈都不带偏心，皮带轮参与振动。在筛分机的主轴由皮带轮带动旋转时，轴的两端不平衡轮（偏重）也旋转，当偏重物转到某个方向，离心力就指向这个方向，回转时产生圆运动式的振动如图 4－1－18 所示，增加或减少不平衡轮的重物，可以调节筛子的振幅。筛分机的振动受筛面上物料多少的影响。采用这种激振器的有波兰引进的 WK 筛分机和我国的单轴振动筛。这种筛分机因其皮带轮随筛分机振动，使三角皮带时松时紧，因而三角皮带易坏。

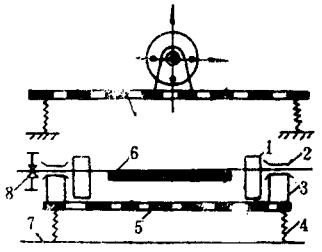


图 4－1－18　简单惯性振动筛工作原理

1—不平衡轮；2—轴承；2—轴承座；4—弹簧；

5—筛板；6—偏心轴；7—底座；8—皮带轮

（二）自定中心振动筛

筛分机的皮带轮偏心或回转轴偏心，都可以使筛分机在运转时筛箱产生的离心力和

不平衡重产生的离心力方向相反，适当调正两者的重量，使两个离心力得到平衡，就能使激振的回转轴线产生固定不变的状态，(见图 4－1－19)。我国生产的自定中心振动筛经常采用皮带轮偏心式，如图 4－1－20 所示。自定中心振动筛的振动也受筛面上物料多少的影响。

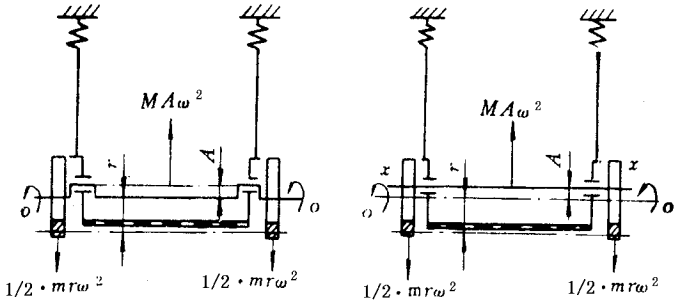


图 4－1－19　自定中心单轴振动筛的工作原理

a—轴承偏心式；b—皮带轮偏心式

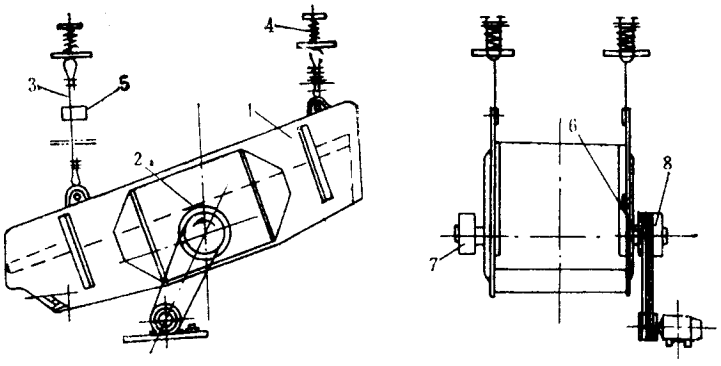


图 4－1－20　DD1740 型自定中心单轴振动筛

1—筛箱；2—激振器；3—钢丝绳；4—螺旋弹簧；

5—防摆配重；6—偏心轴；7—偏心配重轮；8—偏心皮带轮

(三)共振筛

共振筛的振动是接近共振区的，也即筛分机的工作频率接近本身的自振频率但又稍低于自振频率。这样，用较小的激振力就可以驱动较大面积的筛箱，而且振辐较直线筛大，能量消耗比直线筛低。共振筛的筛箱运动轨迹接近直线或接近长轴很长的椭圆形。我国制造两个筛箱上、下安放的 $15m^2$ 和 $30m^2$ 的共振筛(见图 4－1－21)，还有从波兰引进两个筛箱前、后安放的 CDR84 型($14.9m^2$)如图 4－1－22 所示。但共振筛筛箱较重，

管理上不太方便，新建厂不再使用。

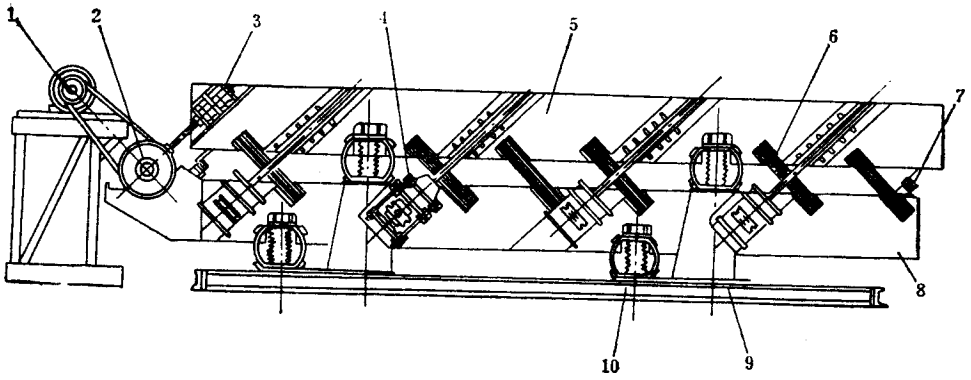


图 4－1－21　30m² 的共振筛

1—电动机；2—偏心轴；3—传动橡胶弹簧；4—非线性主振弹簧；5—上筛箱；6—支撑板簧；7—防摆装置；8—下筛箱；9—机架；10—隔振橡胶弹簧

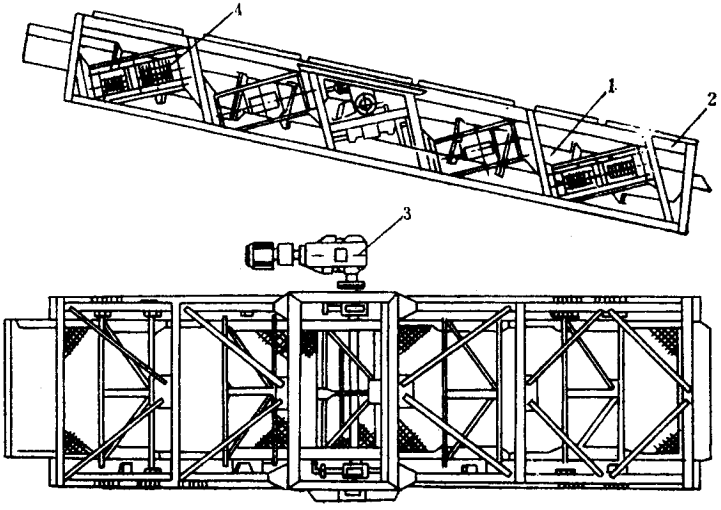


图 4－1－22　CDR－84 型共振筛

1—筛箱；2—机架；3—传动箱；4—主振弹簧

(四)等厚筛

普通筛分法,煤在筛板前方堆积的煤层厚,随着筛下物的透筛,越接近后面,筛面上煤层越薄,细粒在煤层厚的地方不易穿透,不能充分利用筛面,其透筛率仅占筛分机透筛能力的25%左右。等厚筛分法在入料端筛板的煤流速度加快,煤层变薄;一部分细粒透筛后,煤量减少可采用较小的筛板角度,以减小煤流速度,进行筛分。这种筛分机透筛可达80%。在等厚筛分机上安装三段筛面,第一段倾角为30°~34°,第二段倾角20°左右,第三段倾角0°~10°(图4-1-23)。

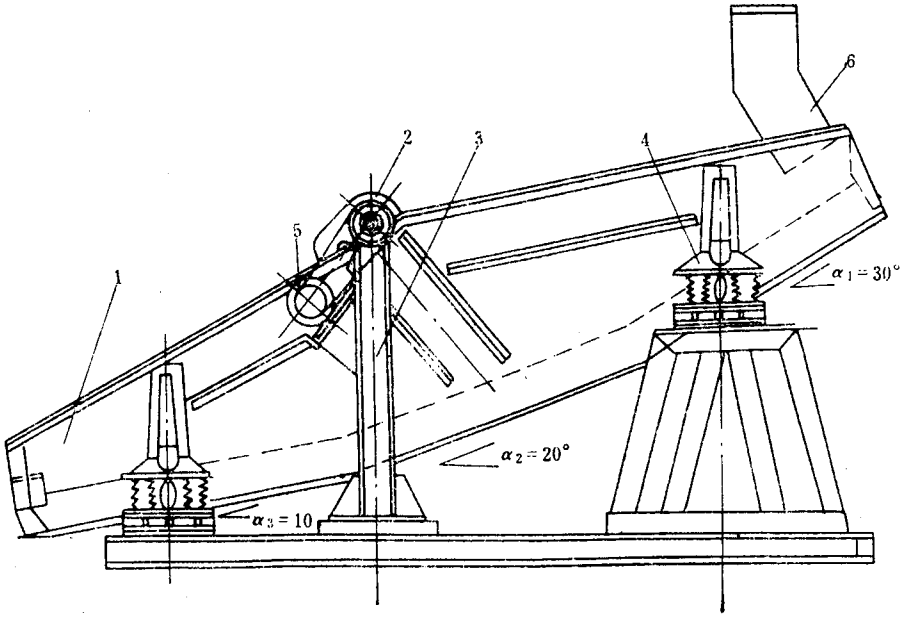


图4-1-23　等厚筛

1—筛箱;2—激振器;3—电动机架;

4—支承装置;5—电机;6—入料溜槽

也可采用两台筛板倾角不同的筛分机串联起来,如第一台用圆运动筛(自定中心振动筛或简单惯性振动筛)倾角为30°~40°,第二台用直线振动筛倾角为0°~10°。

(五)煤用概率筛

这种振动式的概率筛是以透筛概率大小为理论基础的。煤用概率筛(见图4-1-24)采用25、13.6mm筛孔的三层筛板,筛面倾角自上而下递增,最上层为25°逐渐增大到45°,筛孔尺寸比要求的大1.5倍。煤炭在筛分方面,困难的是湿煤(外在水分大于6%)和小粒度煤(6mm及以下),概率筛较为适应这种情况,如采用琴弦筛面效果更佳,可以筛

分 7% ~ 14% 水分的原煤。煤用概率筛(500 ~ 2000mm) × 2000mm,筛分 6mm 粒级时处理量为 60 ~ 160t/h,筛分 13mm 粒级时处理量为 120 ~ 240t/h。

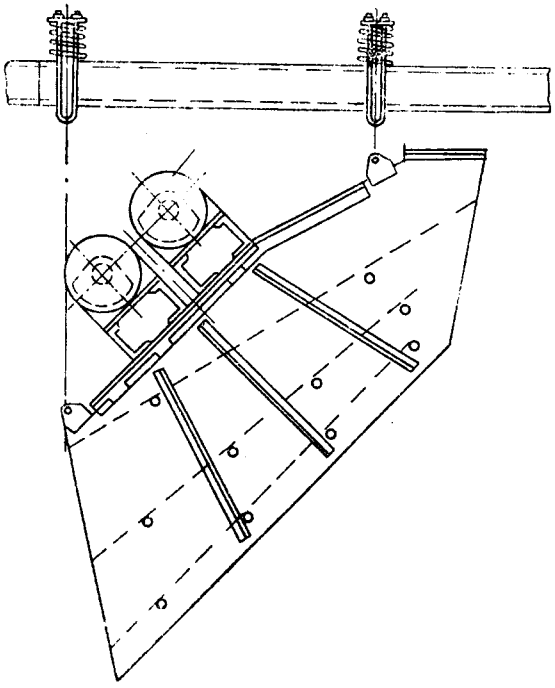


图 4 - 1 - 24　煤用概率分级筛

(六)旋转概率筛

旋转概率筛的工作原理如图 4 - 1 - 25 所示。这种筛分机的筛面是旋转的,原煤流入给料盘,由于螺旋刮板的作用,物料移向给料盘的边缘,均匀地洒落到筛面上。筛面是由不锈钢条组成,不锈钢条之间形成间隙,里小外大,不锈钢条沿辐射方面固定于轮毂上。筛面是由变速装置传动,根据需要调正其转速,以调正分级粒度。较细的颗粒由旋转着的钢条间落下,较粗的物料在离心力的作用下,沿筛面的周边落下。筛上和筛下两种产品经过下面旋转着的卸料盘用刮板分别卸出。该筛分机不易产生卡堵现象,由于不依靠振动,故筛分时对地基的振动力小。筛面直径为 2.4m,筛面面积 2.5m^2,筛孔间隙最小 15mm、最大间隙 24.4mm,筛面转速 40 ~ 120r/min。当给料为 30 ~ 0mm,水分 8% ~ 10% 的煤,按 3 ~ 6mm 分级时,其处理能力为 100t/h。旋转概率筛的重量较大。

(七)琴弦筛

琴弦筛如图 4 - 1 - 26 所示,属轴承偏心自定中心型振动筛,运转时筛箱中部作圆运动。琴弦筛的特点,下层筛网采用钢丝绳(钢丝绳直径为 4 ~ 6mm)或不锈钢丝(直径

2mm)作为筛面材料。筛分机振动时,使钢丝绳产生颤动,筛网的自清能力较好,可防止筛孔堵塞,也降低了噪音。组成筛网筛面的钢丝绳可以纵向放置,也可以横向放置。横向放置可以保证筛下物的质量,但影响筛分机的处理能力。工业性试验资料说明,在下层筛网的钢丝横向放置时,处理量在 100t/h 左右,效果较佳。

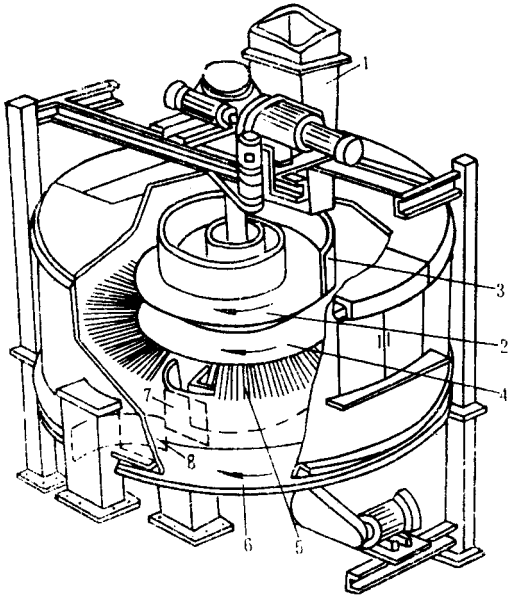


图 4－1－25　旋转概率筛

1—入料溜槽;2—给料盘;3—螺旋给料板;
4—筛盘;5—筛条;6—排料盘;7—筛下卸料刮板;
8—筛上卸料刮板

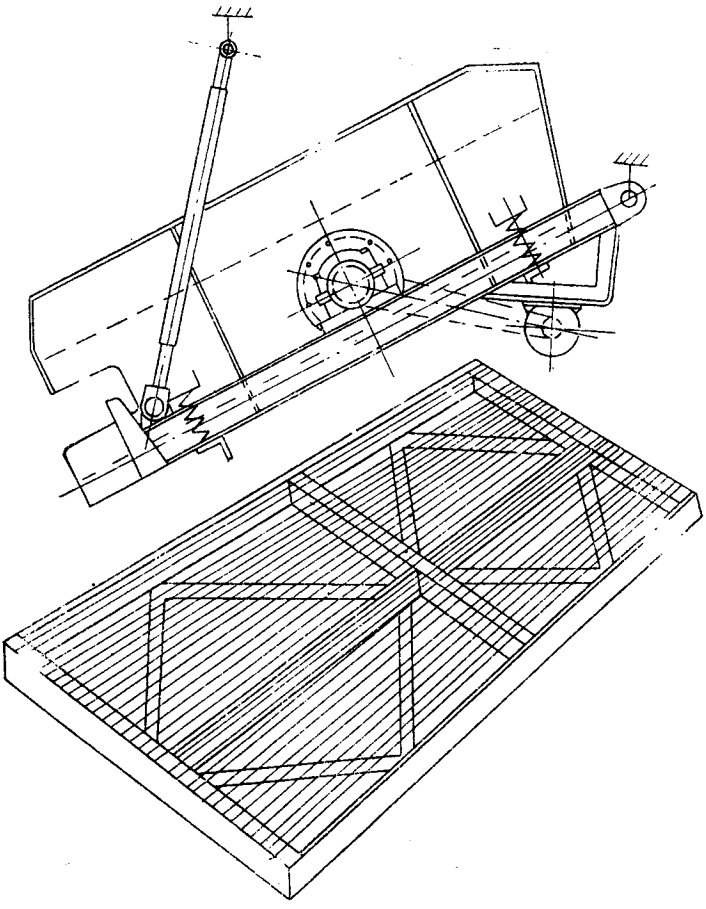


图 4 – 1 – 26　**琴弦筛及其下层筛面**

第二章　选煤厂的计量

选煤厂对入厂原料煤及选后各产品必须进行严格的计量。因为数量指标和质量指标从经济效益考虑两者的重要性是等同的,为此选煤厂必须有完整的计量手段以利于数量管理。要采用精度高的计量器具和仪表,以减少计量上的误差。对固体物料计量可采用胶带秤、轨道衡、地磅、料位指示器;对矿浆计量可采用液位指示器、流量计等。

第一节　原煤和产品(或产物)数量检查

对原煤和选煤产品的计量要严格执行数量管理的各种规定,对用户按煤炭送货办法的有关规定计量。

一、建立严格的验收制度和盘点制度

(一)验收制度

对入厂原料煤和选后产品,选煤厂要与铁路方共同验量;矿井选煤厂的入厂原料煤应与矿方共同验量。

(二)盘点制度

每个生产班应对本班的入选原料煤、选后产品的数量进行记录,并依据各种计量器具和仪表进行校核。月末选煤厂调度、计划、销售、生产技术和财务等部门共同进行盘点。

选煤产品月产量 = (月发运量 + 月末库存量) - 上月末库存量

入选原料煤量 = (调入原料煤量 + 上月末原料煤库存量) - 月末原料煤库存量

依据数量、质量平衡原则对原料煤及产品的数量进行核验,并查验出现亏吨和涨吨的原因。

随煤泥水流失的煤泥、尾矿要定期、定时地测定其流量、浓度,计算出损失量。

二、原煤计量

(1)以矿车计量的按实际装载量计算,不到半车不予计量。计算矿车装载量时,应扣除车底积煤。煤的堆密度每季测定一次,同时要测定灰分、水分和含矸率。灰分应符合矿井计划原煤灰分范围,超过部分按规定扣除入厂原煤量。全水分超过规定指标时,应从煤的堆密度中扣除其超过部分。

(2)水采原煤计量应以条件相同的旱采原煤水分为基础进行计算。

(3)进入选煤厂的煤炭属铁路运输的用轨道衡逐车复称或抽查,胶带运输的用胶带秤计量,汽车和箕斗运输的用地磅计量。

(4)进选煤厂的毛煤,应在扣除超过含矸率规定指标部分大于 50mm 的矸石后,方可作为矿井原煤产量。

(5)储煤场应按品种分别储存。要采取措施,避免自燃和水冲等损失。

三、选后产品计量

(1)选煤厂的所有产品包括丢弃物矸石均应计量。由铁路运输的用轨道衡计量,由汽车和矿车运输的用地磅,由胶带运输机运输的用胶带秤。凡用矿车、箕斗、管路运输的要定期测定堆密度或浓度,作为计算依据。

(2)排至厂外沉淀池的煤泥量减去最终沉淀池溢流带走的煤。泥量作为生产煤泥量。计算公式如下:

$$Q = W_r T_r - W_t T_t \tag{4-2-1}$$

式中　Q——生产煤泥量,t;

W_r——煤泥沉淀池煤泥水量,m^3;

W_t——串联沉淀池最后一池的溢流水量,m^3;

T_r——煤泥沉淀池煤泥水的固体含量,t/m^3;

T_t——串联沉淀池最后一池的溢流水固体含量,t/m^3。

当有煤泥积存时,每月末要盘存一次。账面生产煤泥量发生亏盈时,应找出原因,在

当月生产煤泥量中增加或扣除。

四、商品煤计量

商品煤数量由轨道衡或地磅称量后，按产品标准（或规格）规定的计量水分和规定水分计算商品煤量，计算公式如下。

（1）精煤

$$\text{商品煤量} = \text{含实际全水分数量（轨道衡的量）} \times \frac{100 - \text{实际全水分}}{100 - \text{计量水分}} \quad (4-2-2)$$

（2）其他选煤产品

$$\text{商品煤量} = \text{含实际全水分数量（轨道衡的量）} \times \frac{100 - \text{实际全水分}}{100 - \text{规定水分}} \quad (4-2-3)$$

五、生产过程产品（或产物）数量的测定

生产过程产品（或产物）数量的测定应尽可能使用胶带秤、料位指示计等计量器具。对没有计量器具的部位也可采用下列方法测定。

（一）间接计量的几种方法

（1）根据被测定量与已知量的线性关系，确定被测定量。例如，根据筛分试验的结果已知 50～0mm 级中各粒度级的百分数，欲测 50～25mm 级数量，可用胶带秤测得 50～0mm 级的量，求出 50～25mm 级数量。

（2）依据数量平衡原则，确定被测量。即在同一单位时间内测各产品的数量，其和应为入料的数量，依据此关系计算欲测量。

（3）由单位平均量折算。如抽查每 2m 胶带上的煤量，得到平均每米的运煤量，再乘以胶带速度和运转时间即得测量时间内胶带总煤量。此法在运量波动较小时比较准确。

（4）测定单位平均容积运量和散密度，换算成运煤量。如依据斗子提升机装煤容积和散密度，测得装斗高度，即可计算出斗子提升机运煤量。

（二）选煤厂几种设备处理量的测定方法

1. 胶带输送机或刮板输送机运量

可采用停带法测定，胶带运输机停止转动后截取一定长度的煤流，称其质量，取 10 次平均值，计算出胶带输送机运量。

$$Q = q \cdot v \cdot 60 / L \quad (4-2-4)$$

式中　Q——单位时间胶带输送机输送量，t/h；

q——取样长度煤样质量，t；

v——胶带速度，m/min；

L——取样长度，m；

2.圆盘过滤机的处理量

可在过滤机滤扇上取有代表性的多个点测定各点的厚度和堆密度，求出处理量（湿煤量）。

$$Q = K \cdot n \cdot \rho_s \cdot A \cdot d \cdot 60 \tag{4-2-5}$$

式中　Q——圆盘过滤机处理量，t/h；

K——滤饼脱落率，%；

n——每分钟滤扇运行个数，min^{-1}；

ρ_s——滤饼堆密度（取多次测定平均值），t/m^3；

A——滤扇面积，m^2；

d——滤饼平均厚度（取多次测定平均值），m。

3.浮选机分室精煤产量

可在各室的精矿槽内接取刮泡器刮板一次刮出的精煤，并按下式计算：

$$Q = \frac{q \cdot w \cdot a \cdot n}{k \cdot 1000} \times 60 \tag{4-2-6}$$

式中　Q——浮选机某室精煤产量，t/h；

q——采取的精煤空气干燥煤量，kg；

w——刮泡器速度，r/min；

a——系数，单侧刮泡 $a = 1$，双侧刮泡 $a = 2$；

n——刮泡器刮板片数；

k——采样次数。

4.斗式提升机的运量

测定 10 个提斗的载重量求平均值。

$$Q = W \cdot b \times 60 \tag{4-2-7}$$

式中　Q——单位时间内提升量，t/h；

W——一个斗子的载重量，t/个；

b——每分钟通过的装载斗子数，个/min。

斗子载重量是通过测定斗子中装载物的散密度和斗子中装载物的体积计算得到的。日常测斗子空高，以满载量减去平均空高的装载量作为平均装载量。

第二节　选煤厂计量器具

电子胶带秤、核子秤、轨道衡、煤仓料位指示计、液位指示计是选煤厂的主要计量器具。

一、电子胶带秤

电子胶带秤安装在胶带输送机的适当位置上，是对入厂原料煤、选煤中间产物、最终产品自动地进行连续称量的计量器具(可显示累计量)，是选煤厂最常用的计量器具，也可用作装车的计量仪表，精度可达 ±(0.1%～0.5%)。

(一)胶带秤的组成

胶带秤的组成见图 4－2－1。

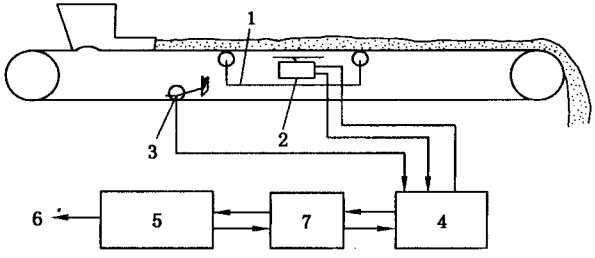


图 4－2－1　胶带秤

1—秤架；2—称量传感器；3—测速传感器；4—现场放大器；5—主控计算机；6—打印机；7—接线盒

胶带秤的称量是利用称量传感器和测速传感器把胶带上通过的物料质量与胶带速度转换成电信号。现场放大器对两组信号进行适当处理，输送给主控计算机进行计算、调节和控制，最后从显示器和打印机给出称量累计结果。控制原理方框图见图 4－2－2。

方框图中：

模拟数字转换器：是一台高速转换装置，它将电信号转换成数字显示。

键盘：用来输入建秤参数，如给定值、胶带常数、量程值等。

程序储存器：用来储存操作程序。

数据储存器：用来储存班、日、月、年的称量累计数据。

输出接口：提供数据、报警等状态的电信号、通讯联网、打印等。

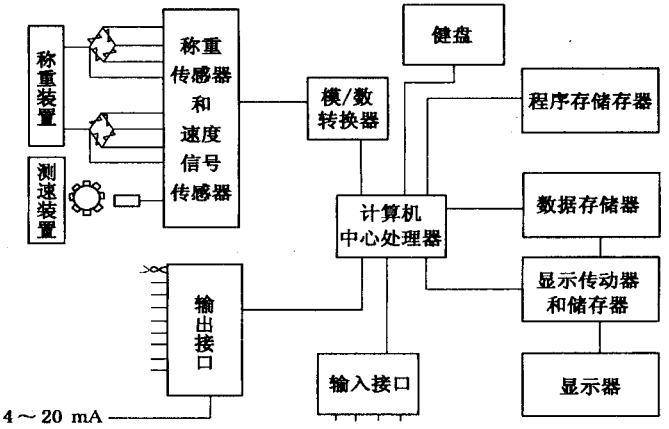


图 4－2－2　胶带秤方框图

胶带秤由两大部分组成 机械部分和仪表部分。

机械部分是胶带秤的称量装置，也是胶带秤的负荷承受部分，简称秤架。秤架装在胶带输送机上，对胶带上通过的物料量由称量传感器和测速传感器进行讯号转换。秤架的结构有多种形式，有单托辊秤架、多托辊秤架、整机秤架和平行板簧式秤架。由于结构不同，计量性能的稳定可靠程度、抗干扰能力不同，现场日常维护检测的要求也不相同。

仪表部分又分为称量传感器、测速传感器、放大电路、A/D 转换电路、滤波器、数据处理与计算机软件等。

称量传感器是电子胶带秤的关键部件，它的性能指标在很大程度上决定电子胶带秤的精度和稳定性。

测速传感器是检测胶带线速度的，速度检测的准确程度直接影响到胶带秤的准确度。目前国内外普遍使用数字式测速传感器。

放大电路是将称量传感器输出的信号（一般为 10～20mV）进行放大，变换成 4～20mA 电流信号进行远距离传输（可达 1.5km）。

A/D 转换电路是将放大电路送来的模拟电信号转换成数字信号供 CPU 进行运算处理，其转换结果的准确性直接影响称量的准确性。

滤波器是胶带秤称量仪表中一个组成部件，由于机械振动、工频干扰等影响，称量传感器的输出信号存在严重的噪声信号，滤波器的作用就是抑制噪声提高称量信号质量。

数据处理与计算机软件 :胶带秤称量信号经 A/D 转换量化后，便进入计算机系统，由计算机系统进行多种形式、多种方法的运算处理，求得准确度较高的累计值。

（二）称量原理

胶带秤是物料在输送过程中连续自动地完成称量的设备。为了测得运动胶带上单

位长度的瞬时流量或一段时间的累计量，这些量在理论上的计算，是用积分法和累加法两种数学模式来演算的。

1.积分法

输送机输送物料时，主控机连续测量胶带上每单位长度的载值 g(kg/m)并与胶带在同一时刻的速度 v(m/s)相乘，测得结果为物料的瞬时流量 $g \cdot v$(kg/s)。因物料输送的不均匀性和胶带速度随时间变化，所以在 T 时间间隔的累计流量可以用以下积分式表示

$$m = \int_0^T g(t)\, v(t)\, \mathrm{d}t \tag{4-2-8}$$

式中　m——T 时间间隔的物料累计量，kg 或 t；

T——物料通过秤的时间，s 或 h；

$g(t)$——胶带单位长度上的物料质量，kg/m；

$v(t)$——物料在胶带上的运行速度，m/s。

2.累加法

输送机输送物料时，我们约定每当胶带运行一段距离 L 时，累加器作一次被称物料量的累加。在一段时间内，胶带运行了 n 倍 L 的距离，累加器则有 n 次被称物料量的累加 m。

$$m = \sum_{i=0}^{n} L_i \tag{4-2-9}$$

(三)影响胶带秤准确度及稳定性的主要因素

影响胶带秤准确度和稳定性的主要因素有；

(1)秤架和胶带上的积料、胶带表面水分所造成的胶带秤零点的波动。这些积料和表面水分的变化，在胶带秤运行中是无法绝对避免的，而且其量值波动较大。

(2)放大电路零点和增益的变化。

(3)运输胶带张力的变化是随着运输带上物料的多少、气温、倾角等因素而变化的。胶带张力的变化，使得作用在称量传感器的力发生变化，这种变化不仅会造成零点的移动，也会造成量程的变化。

(4)运输胶带弹性的变化也会影响到零点和量程的准确性。

(5)秤架结构设计精度低和稳定性差也是影响电子胶带秤准确度和稳定性的一个重要的因素。

以上是几个主要因素，另外还有一些次要因素。为了克服这些影响因素，应该做到一是提高硬件的精度和稳定性，如提高传感器精度，设计性能良好的放大器，改革称量框架等；二是提高软件的处理能力，采用自校零点和自校量程的工作方式以及数据处理的

新方式，等等。

（四）自动校零和自动校量程

（1）为了能频繁自动高精度地校正系统的零点，系统应以‘浮动零点’的方式工作，允许放大器的零点值在大于零和小于满值的 10% 的范围内浮动，每次开机时，由计算机对该值进行检测和存储，完成对零点状态的跟踪，这样可基本消除放大器的漂移和胶带上积料的影响，保证零点的准确性。

（2）自动校量程是在计算机执行校零程序后，指令执行机构置一校验棒在称量框架上，即系统增加△P 的质量，令此时检验为 M_1（零点值为 M_0），求出乘法系数 $K = V \cdot P \cdot T \cdot /(M_1 - M_0)$ 后继续运算。当 M_1 增大时，K 缩小，系统的增益系数不变，这样就有效地克服了由于温度或其他因素变化所造成的放大系数的变化和传感器参数变化及其对胶带秤精度的影响。胶带秤正常计量时，计算机指令执行机构将校验棒与称量框架分离。

自动校零和自动校量程可以使胶带秤的使用准确度稳定在 ±0.5% 以内。

胶带秤安装、调试、试验校准、检测及维护都是使用中至关重要的问题。

二、核子秤

核子秤是一种非接触式测量装置，适用于胶带、螺旋、链斗、刮板等输送装置。其称量原理与前面的重力式胶带秤不同。当核子秤放射源放射的 γ 射线照射输送机上物料时，其中一部分被物料吸收，一部分穿透物料射到 γ 射线探测器上。而穿透物料后的 γ 射线到达电离室的大小取决于物料的多少，即电信号与接收到 γ 射线强弱成正比关系。它与测速机构输出的速度信号相乘即得单位时间内的物料量信号，输入到累积器就得出通过核子秤的总质量，见图 4－2－3。

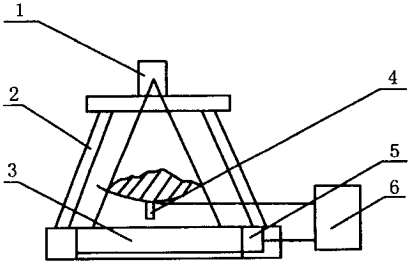


图 4－2－3　核子秤示意图

1—放射源；2—梯形支架；3—γ 射线探测器；

4—速度传感器；5—前置放大器和恒温器；6—微机和电源系统

γ 射线穿透物料后，其强度衰弱程度遵从以下规律：

$$N = N_0 e^{-\mu_\rho F/s} \tag{4-2-10}$$

式中　N——有物料时，γ 探测器处 γ 射线强度；

N_0——没有物料时，γ 探测器处 γ 射线强度；

μ_ρ——物料对 γ 射线的质量吸收系数，当物料和 γ 射线能量确定时，μ_ρ 为常数；

F——输送机负荷，即单位长度上的物料量；

S——输送机宽度。

γ 射线探测器输出的电流信号 I 与接收到的 γ 射线强度 N 成正比，而 $I-F$ 转换前置放大器输出的脉冲信号频率 f 正比于 γ 射线探测器的输出电流信号 I，因此上式可改写为：

$$f_1 = f_0 e^{-\mu_\rho F_s} \tag{4-2-11}$$

或

$$F = \frac{s}{-\mu_\rho} \ln \frac{f_1}{f_0} \tag{4-2-12}$$

式中　f_0——没有物料时，脉冲信号频率；

f_1——有物料时，脉冲信号频率。

式中 s、μ_ρ 为常数，令 $A = -\frac{s}{\mu_\rho}$（物料标定常数），则有：

$$F = A \ln \frac{f_1}{f_0} \tag{4-2-13}$$

通过测量 f_1、f_0，并通过标定确定 A 值，即可得到输送机物料负荷 F。

输送机的速度 v 可以由测速装置的频率信号经过计算得到：

$$v = C \cdot f_a + B \tag{4-2-14}$$

式中　v——输送机的速度；

f_a——速度脉冲信号；

B、C——速度标定常数。

输送机输送物料的流量 P 为：

$$P = F \cdot v \quad (\mathrm{kg/s}) \tag{4-2-15}$$

物料的累积量 m 就是流量 P 对时间的积分：

$$m = \int P \mathrm{d}t = \sum_{i=0}^{N} F_i v_i \cdot \Delta t_i \tag{4-2-16}$$

式中　F_i——输送机瞬时流量；

v_i——输送机瞬时速度；

Δt_i——计算机采样时间。

核子秤能连续测量胶带输送机瞬时固体散装物料的输送量，又能显示某段时间内所通过的物料总量。测量过程不受物料物理化学性质影响，也不受胶带颠簸、张力、钢度变化等因素的影响。动态精度高，性能稳定，工作可靠，流量在50%～100%范围内变化时，累计计量精度≤1%。物料水分允许变化范围为±5%，它能在高温、粉尘大的恶劣环境下工作，调试维修不影响胶带输送机工作；显示仪表与主机最大安装距离为150m，使于集中控制和管理。核子秤具有多种功能，如可显示打印瞬时流量和累计流量，还可用于流量定值、累计量定值、物料配比、料位自动控制及超载和故障报警等。

核子秤除用于胶带输送机外，还可用于螺旋式、刮板式、履带式以及斗式输送机，是选煤厂实现工艺过程数量自动监测必不可少的装置。

在使用中要注意对核子秤定期进行标定，以保证精度，同时要求注意放射源的密闭。

三、轨道衡

群矿或靠外来煤的选煤厂其入选原料煤和选后产品都要装车外运计量和采样化验。轨道衡是承载台面上备有轨道可供车辆通过的称量装置。目前除个别选煤厂实现了装车计量自动化外，大部分是采用多点和定点两种装车形式，又以定点装车最为普遍，即是在每条装车线上设有轨道衡，装煤列车通过装载点边走边装，装煤车厢全部走上轨道衡时正好装完，同时也完成了计量。

（一）轨道衡种类及工作原理

1.按使用状态分类

按使用状态轨道衡分为静态称量和动态称量。静态称量是车辆装满物料后在静止状态下进行称量。所以线路和车辆状态对轨道衡影响较小，称量精度较高。而选煤厂装车在车辆已处于联挂状态下进行，因此只有采用动态称量轨道衡才能提高装车速度。动态称量是在称量系统受力未达到平衡之前就进行称量，因此必须考虑力与运动的关系以及整个称量系统过程的误差。要求动态轨道衡的系统惰性应尽可能地小，所以动态轨道衡的称量系统采用力传感器。

2.按计量原理分类

按计量原理轨道衡分为以力矩平衡为计量原理的机械轨道衡和以力传感器为计量原理的动态电子轨道衡。

（1）以力矩平衡为计量原理的机械轨道衡

这类轨道衡的结构特点是根据不等臂杠杆平衡原理由数组杠杆并联，共同承担台面

上所承受的质量。每组由顺联杠杆系组成的杠杆组将质量按杠杆臂比逐级递减传递到计量杠杆重心，然后由计量杠杆通过力矩平衡或由其他指示机构通过光电或机电转换，指示出被检车辆的质量。

机械轨道衡在选煤厂作外运计量衡器时，一般设置在装车站跨线下，可配合装车仓多点或单点装车。煤炭产品一般使用铁路的普通敞车（C 形车），选用承重轨长 1.3m 衡器能适应我国煤车繁多的种类。承重杠杆由四组三角形杠杆和七组一字型杠杆组成，利用大小游砣在计量杠杆上的平衡位置转换成计量读数。它带有独立的电动休息装置，机车和车辆通过时，衡器杠杆不受力，可延长衡器的使用寿命。

（2）以力传感器为计量原理的动态电子轨道衡

电子轨道衡是由台面承载机构、测力传感器、二次仪表（逻辑控制、模/数转换、运算显示和打印装置）三大部分组成。由于传感器技术的发展，测量精度不断提高，电子轨道衡的应用越来越广泛，形式也多种多样。

对于动态称量来说，一次测量是不够的，要得到准确的称量必须进行多次测量，另外还必须知道力和速度、加速度以及路程的关系，数据处理装置将这些数据进行运算。动态轨道衡称量系统采用力传感器，传感器将承受的力值转换成电信号（电压、电流）再通过二次仪表进行测量、运算和显示。图 4－2－4 是动态电子轨道衡的原理方框图。

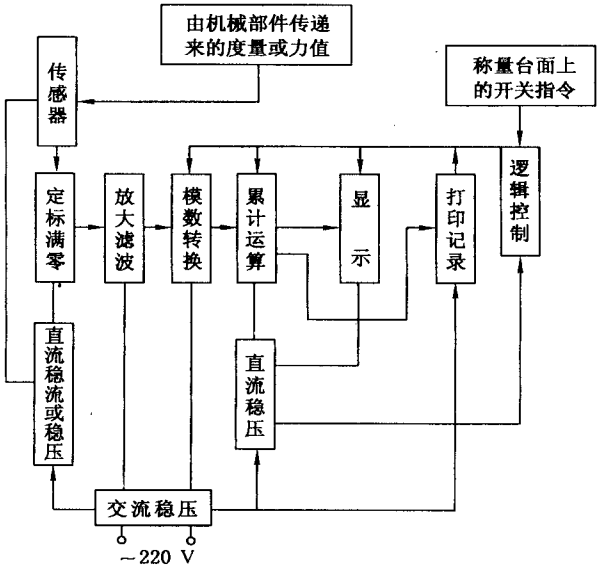


图 4－2－4　动态电子轨道衡的原理方框图

为了提高动态电子轨道衡的灵敏度，减少相邻轨道及道床对称量的影响，一般要将

称量轨与引轨分开,并以单独的基础支承,这一基础称之为‘秤桥’或计量台面。计量台面结构较为精密,重载时下沉量很小,所以为了制造方便,往往对一车辆分几次进行计量以缩短计量台面的长度。这样电子轨道衡按其计量方式分成轴计量(四轴车分四次计量)、转向架计量(一次称一个转向架的量)和整车计量(两个独立台面分计两个转向架量)三种类型。

电子轨道衡适用于产品煤装车后集中动态检秤和选煤厂对外来原煤的动态检秤。电子轨道衡和装车系统中的宏观定量控制配合(如定量仓、胶带秤),也可用于选煤厂的产品煤装车动态计量。几个动态电子轨道衡组合,在重载列车的装车系统中可作为动态装车计量衡器。电子轨道衡动态计量的车速一般为 3 ~ 12km/h,所以动态电子轨道衡适用于快速检秤和快速定量装车,是装车系统自动化的主要设备。

(二)影响计量性能的因素

(1)影响机械轨道衡计量性能的因素有:制造误差、安装质量造成的误差、承载后杠杆变形所造成的误差以及基坑和专用线技术状态不佳所造成的计量误差。

(2)影响电子轨道衡计量性能的因素有:传感器精度所造成的误差、轴计量和转向架计量中车辆质量在轮轴上分配比例的变化所带来的误差、车辆和台面机械部分的振动所造成的误差、牵引力通过车钩影响所造成的误差、台面机械部分对轮轴质量传递失真及传递位置不正确所造成的计量误差,等等。

(三)轨道衡的正确使用

计量准确一致和使用正确无误是轨道衡计量的根本。轨道衡量值不准会给买卖双方带来经济纠纷。一般轨道衡量值不准的原因有三种情况,一是轨道衡技术状态不佳;二是同类轨道衡由于使用管理不善,不正确的操作引起的计量不准;三是不同类型的轨道衡由于本身精度不一致所造成的量值不准。因此保证轨道衡本身量值准确和加强管理是轨道衡使用中应注意的问题。

为保证轨道衡本身量值准确就需要定期对轨道衡进行检定。轨道衡检定的目的是使质量量值由国家基准通过一定的传递路线和方法传递到轨道衡上,并通过检验轨道衡的技术状态和计量性能,使轨道衡的量值达到准确一致符合使用要求。动态轨道衡称量允许误差按加权平均法计算取 0.5%。检定周期最长不超过一年,检定项目包括静态称量检定、感量检定、零点变量检定和动态称量检定。各项检定均应符合规格允许误差的要求,如发现任何一项达不到要求,均按不合格处理。

轨道衡选购、安装、调试和使用过程中必须加强管理,必须对轨道衡的使用和维修制定出一整套规章制度。任何不正确的使用和缺乏正常的维护都会降低轨道衡的稳定性,

以致使有些轨道衡在检定之后不久精确度就迅速下降,难以保证在检定周期内的使用精度。

对轨道衡既要考虑它的检定精度,还要考虑它的可靠性和长期稳定性,保证计量准确无误。

四、煤仓料位指示计

煤仓料位指示计是选煤厂计量和实现自动化所必须的。料位指示计品种繁多,其工作原理、应用范围及结构等都有较大差别。随着电子技术的应用,料位指示计朝着非接触式、智能化、多探头方向发展,主要有重锤式料位计、电容式料位计、回声式料位计、超声波式料位计。

(一)重锤式料位计

重锤式料位计是接触式料位计,传感机构属于机械式,仪表能连续显示料位高度,又能进行上、下限报警。工作原理是重锤跟踪物料升降,自动测量煤仓的储煤量和煤仓料位高度,并有高位和低位报警,控制停装和装仓。料位信号可传到集控室,用数字显示。

(二)电容式料位计

这种料位计也属于接触式仪表,即传感器探头和被测物料接触,它受被测物料特性的影响。

工作原理是:测量探头(电容绳)垂直安装在煤仓上,探头与煤仓中物料组成了电容器,并将此电容作为振荡槽路的可变参数,其频率变化经二次仪表转换成开关信号,作用于输出继电器。当探头触及或脱离物料时,电容发生变化,导致输出继电器动作,发出高位或低位报警,信号可远传。该仪表不能连续测量料位,只能显示满仓或空仓的点位。

(三)回声式料位计

这种料位计属于非接触测量仪表,它不受被测介质的物性影响,同时也不影响被测介质,安装和调试容易,可用于选煤厂煤仓煤位的连续测量。工作原理是根据测出的从仓顶发射出振动波到从煤位返回仓顶所需时间而确定距离,即为煤位高度,鉴频器专接收工频声波。

(四)超声波式料位计

这种料位计也是非接触测量仪表,是回声探测器的换代产品。

超声波料位计大多采用声呐的原理,由超声换能器发射的超声脉冲在空气中传播,并在被测物料面上反射,再返回换能器接收,测量出该超声脉冲往返时间,就能得到超声换能器辐射面到被测物料面的距离,根据探头的安装高度,算出料位。这种料位计品种

多，已实现智能化。

由于选煤厂环境复杂，影响声速的因素很多，所以对振动波或超声脉冲往返时间干扰较多，因此要对干扰误差采取补偿措施，补偿误差的大小将直接影响到仪器的可靠性和适应能力。此外煤仓料位指示计还有激光料位计、微波料位计和核辐射料位计等。

五、液位指示计

液位是选煤厂重要的检测参数，液位指示计是煤泥水计量和实现选煤厂自动化必不可少的。液位指示计品种较多，工作原理也不相同。下面介绍两种常用的液位计，电容绳液位计和压力液位计。

（一）电容绳液位计

它是由探测器（电容绳）、前置放大器、二次仪表、辅助报警器等部分组成，可连续测量液位，并有越限报警功能。工作原理是测量探头垂直安装在容器中，探头钢绳与容器中导电液体组成圆筒形电容器，探头绝缘层为固定介质，当被测液体液位升高时，传感器两电极间的面积增大，因而电容量也增加，即传感器的电容和液位是成比例变化的。电位变化量 Δc 为：

$$\Delta c = \frac{2\pi\varepsilon H}{\ln \frac{D}{d}} \tag{4-2-17}$$

式中　ε ——绝缘介质的介电常数；

H ——探入导电液体内的深度；

D ——绝缘导线的外径；

d ——钢丝绳的直径。

传感器的前置放大器将变化的电容按比例地变换为直流信号，经二次仪表放大模拟指示，同时将信号传递到报警器实现越限报警或送至其他调节器实现闭环控制。

（二）压力液位计

压力液位计可用于选煤厂连续测量带泡沫层液体的液位，如浮选入料池、过滤机料槽等液位。它由一次传感器（探头、探杆和前置放大器）和二次仪表组成。仪表输出标准电流信号可与其他仪表配合实现液位的检测、调节、控制等。工作原理是液体内部某处的静压力 p 等于液体密度 ρ 与该处深度 H 的乘积，即 $p = pH$。在液体密度基本不变的情况下，可以通过测量某一深度液体的压力来反映液体的高度。压力液位计就是把压力传感器测出液体的压力转变成电信号，通过前置放大器将信号放大，再转换为电流信号输至二次仪表，以电流形式输出，表头摸拟指示。

第三节　煤泥水参数的测定

煤泥水流量和浓度是两个重要的参数，是选煤厂计量中不可缺少的两项重要指标。

一、煤泥水流量的测定

采用流量计测定煤泥水流量，也可设溢流堰测定煤泥水流量。

(一)流量计

流量计的种类很多，选煤厂常用的有差压式流量计、电磁流量计和超声波流量计。

1.差压式流量计

差压式流量计是通过测量流体的动压测定装置或节流装置所产生的静压差，来显示流量大小的一种流量计。它由一次装置和二次装置组成。一次装置常为节流装置或动压测定装置(毕托管、均速管等)，二次装置包括差压讯号管路和差压计。一次装置称为流量测量元件，安装在被测流体的管道中，产生与流量(流速)成比例的压力差，供二次装置进行流量显示；二次装置将差压转换为位移量或电量，经开方器得到与差压的平方根成比例的信号，送到显示仪表，线性地显示流量。二次装置为各种机械式、电子式、组合式差压计配以流量显示仪表。差压流量测定仪表种类繁多，更新很快。

2.电磁流量计

导电体在磁场中运动产生感应电动势，此电动势和流量大小成正比，电磁流量计是通过测电动势来反映管道的流量。

电磁流量计是由电磁流量变送器和转换器(变换器)及流量显示仪表三部分组成。变送器安装在管道上把流过的被测流体的流量转换为相应的感应电动势，转换器即将变送器输出的感应电动势放大转换为可被工业仪表接受的标准信号。电信号可以是模拟电流(直流 4～20mA 或 0～10mA)、模拟电压(直流 0～＋5V 或－5～0V)，输给显示仪表、记录仪表及电动单元组合仪表进行流量显示、记录和计算，可进行正逆方向显示、报警；电信号也可以是脉冲信号，作为计算机输入信号进行流量运算和调节等。

电磁流量计的工作原理是在磁感应强度为 B 的均匀磁场中，垂直于磁场方向放一个管径为 D 的不导磁管道(被测流量管道)，当导电性液体在导管中以流速 v 流动时，导电液体切割磁力线，在管道垂直断面上同一直径的两端安装一对电极，在流体流动时，两电

极之间产生感应电势 E(如图 4－2－5 所示),当两极之间距离为 L,根据法拉第电磁感应定律,感应电势 E 为:

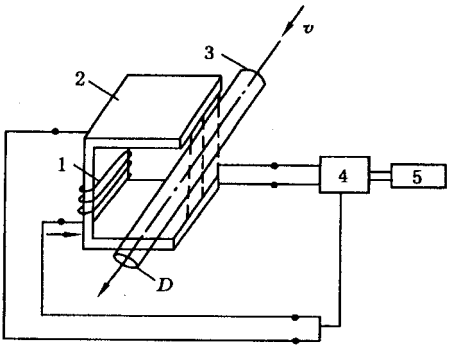


图 4－2－5　电磁流量计工作原理图

1—励磁绕组;2—铁心;3—导管;4—转换器;5——显示仪表

$$E = kBLv \tag{4-2-18}$$

式中　B——磁感应强度,T;

L——测量电极之间的距离,m;

v——被测流体在磁场中运动的平均速度,m/s;

k——比例常数,无量纲。

对直径为 D 的圆管,管的截面积 $F = \frac{\pi D^2}{4}$,容积流量 Q 为流体平均流速 v 与截面积 F 之积,即:

$$Q = \frac{\pi D^2}{4} v \tag{4-2-19}$$

$$v = \frac{4Q}{\pi D^2} \tag{4-2-20}$$

则

$$E = kBL \frac{4Q}{\pi D^2} \tag{4-2-21}$$

当测量电极之间距离 L 与测量管内径 D 完全相等时,

$$E = k \frac{4BQ}{\pi D} \tag{4-2-22}$$

则

$$Q = \frac{\pi DE}{4kB} = K \frac{E}{B} \tag{4-2-23}$$

式中　Q——被测流体的容积流量,m^3/s;

D——测量管内径,m;

K——校验因数，$K=\frac{\pi D}{4k}$。

因此，当管道结构一定时，容积流量 Q 与 E/B 成正比，测量 E/B 即可反映 Q。当磁感应强度 B 为恒定值时，容积流量 Q 与两电极间感应电势 E 成正比，测量感应电势即可通过运算得容积流量。

3.超声波流量计

超声波在流动的流体中传播时，就载上流体流速的信息，通过接收到的超声波信号就可以检测出流体的流速，从而换算成流量。超声波流量计适用于测量不易接触和观察的流体的流量。使用超声波流量计，不需在流体中安装测量元件，所以不会改变流体的流动状态。仪表的安装及检修均不影响生产管线运行，是一种理想的节能型流量计。

超声波流量计测定流量准确度基本上不受被测流体温度、压力、粘度、密度等参数的影响，可制成非接触式便携式测量仪表，应用于强腐蚀性、非导电性等流体流量的测定。还可配以适当的电子线路或计算机，使一台仪表用于多种管径、多种流量范围的流量测定。但超声波流量计对被测流体的温度范围有一定的要求（选煤厂环境温度没有问题），且流量计测量线路比较复杂。

超声波流量计由超声波换能器、电子线路及流量显示和累积系统三部分组成。超声波发射换能器将电能转换为超声波能发射到被测的流体中，接收器接收的超声波信号经电子线路放大并转换为代表流量的电信号，供给显示器和积算仪表进行显示和积算，检测出流体的流量。

根据对信号检测的原理，超声波流量计可分为传播速度差法（时差法、相差法、频差法）、波速偏移法、多普勒法、相关法、空间滤波法及噪声法等类型。其中以噪声法原理及结构最简单，便于测量和携带，价格便宜，但准确度较低。传播速度差法的基本原理是通过测量超声波脉冲顺流和逆流传播速度之差来反映流体的流速，其中频差法和时差法克服了声速随流体温度变化带来的误差，准确度较高。多普勒法适宜于两相流的测量，所以被广泛应用。超声波流量计基本类型及换能器安装示意图如图4－2－6所示。

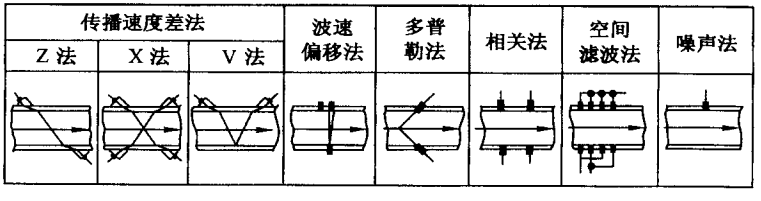


图4－2－6　超声波流量计基本类型及换能器安装示意图

(1)频差超声波流量计工作原理

频差超声波流量计是测量顺流和逆流情况下超声脉冲的循环频率之差来反映流量大小的,基本原理是:

在顺流时,脉冲循环频率

$$f_+ = \frac{1}{t_+} = \frac{c + v}{L} \tag{4-2-24}$$

在逆流时,脉冲循环频率

$$f_- = \frac{1}{t_-} = \frac{c - v}{L} \tag{4-2-25}$$

式中　t_+ ——按顺流方向发射超声波的传播时间,s;

t_- ——一按逆流方向发射超声波的传播时间,s;

L ——超声波发射器到接收器间的传播距离,称为"声程",m;

c ——超声波在静止流体中的传播速度,m/s;

v ——被测流体的流速,m/s。

在顺、逆流情况下,脉冲循环频差为:

$$\Delta f = f_+ - f_- = \frac{2}{L}v \tag{4-2-26}$$

由式(4-2-26)可看出,频差和流体流速成正比,比例常数 $2/L$ 中不含声速,测量结果不受温度变化的影响。

图 4-2-7 为频差法超声波流量计测量原理框图。控制系统定时给出信号控制收发转换开关,使两个超声波换能器交替发射或接收,仪表即在顺循环和逆循环交替情况下工作。若某一时刻产生顺循环脉冲,则另一时刻产生逆循环脉冲,顺、逆循环脉冲先后通过倍频器增大 B 倍,得到 $Bf+$ 和 $Bf-$ 频率信号,再通过取样门送入可逆记数器进行频差运算得到频率差 $B\Delta f$。经数据转换将 $B\Delta f$ 转换为相应的电压或电流与瞬时流量相应的电压或电流转换为频率并除以仪表常数,即可得到流体累积值。为了使超声波流量计能与单元组合式仪表配合使用,数模转换后的电量可再经电压—电流转换为标准电流 0~10mA 或 4~20mA 输出。频差法超声波流量计的测量电路主要由电源、控制、循环、倍频以及瞬时流量显示和累积流量显示组成。

采用计算机进行控制、运算及数据处理使超声波流量计小型化,并可制成便携式仪表。这种流量计在使用前只需将原始数据及所需参数、单位按相应地址输入(如管径、壁厚、材质、流体种类、安装方式等)即可得到所需要数据。

(2)超声波多普勒流量计测量原理

超声波多普勒流量计的测量原理是根据物理学中的多普勒声学效应。当声源和观

察者之间有相对运动时，观察者所感受到的声频率将不同于声源所发出的频率，这个因相对运动所产生的频率变化与两物体的相对速度成正比。

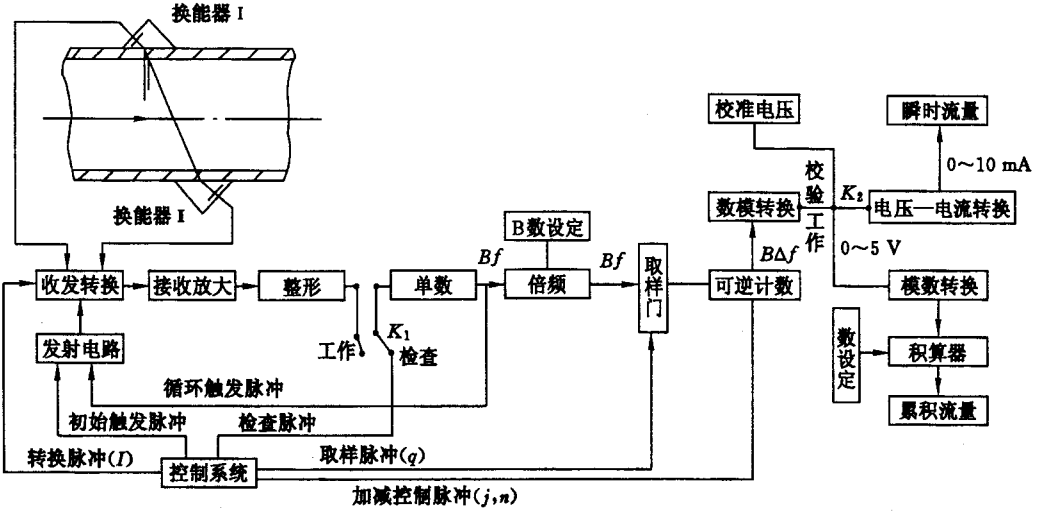


图 4－2－7　频差法超声波流量计原理方框图

在超声波多普勒流量计测量中，超声波发射器为一固定声源，随流体一起运动的固体颗粒起着与声源有相对运动的‘观察者’的作用，它把入射到固体颗粒上的超声波反射回接收器。发射声波与接收声波之间的频率差，就是流体中固体颗粒运动而产生的声波多普勒频移。由于这个频率差正比于流体的流速，所以测量频差可以求得流速和流体的流量。

这种测量方法要求被测流体应是含有一定数量反射声波的固体粒子或气泡等的两相介质，适合选煤厂测定煤泥水流量。因此超声波多普勒流量计正在选煤厂得到应用。

(二)设溢流堰测定煤泥水流量

选煤厂内部可在煤泥水的稳流区设直角三角堰、梯形堰测定流量。三角堰、梯形堰断面图如图 4－2－8(a)、(b)所示。

1.直角三角堰

水深 H 为 0.021～0.200m 时，其流量为：

$$Q = 5040H^{5/2} \tag{4-2-27}$$

水深 H 为 0.301～0.350m 时，其流量为：

$$Q = 4834H^{2.47} \tag{4-2-28}$$

水深 H 为 0.201～0.300m 时，其流量取上述两式计算 Q 的平均值。

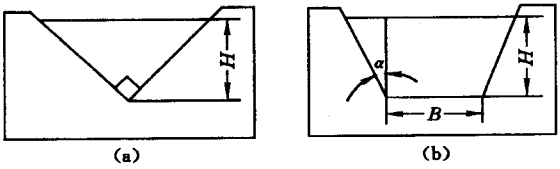


图 4－2－8

(a)三角堰断面图；(b)梯形堰断面图

式中　Q——流量，m^3/h；

H——溢流的深度，m。

在测定 H 时，应在距堰口上游大于或等于 $3H$ 的稳流区进行。

2.梯形堰

其流量计算式为：

$$Q = 6696BH^{3/2} \tag{4－2－29}$$

式中　Q——流量，m^3/h；

B——堰槛宽度，m；

H——过堰水深，m；

6696——流量系数，当流速大于 0.3m/s 时，流量系数应取 6840。

梯形断面的边坡比为 $\tan\alpha = \frac{1}{4}$。在测定水深时，应在距堰口上游大于或等于 $3H$ 的稳流区进行。

二、煤泥水浓度的测定

煤泥水的浓度常用三个指标表示 液固比、固体含量和百分浓度。

液固比是指 1t 干煤所带水的吨数，用 R 表示。

固体含量是指 1L 煤泥水中所含煤泥的克数，用 P 表示，单位 g/L。固体含量是选煤厂最常用的表示浓度的指标。

百分浓度指煤水混合物中干煤泥的量占整个煤水混合物总量的百分数，用 Q 表示，单位%。

三者可互相换算，见表 4-2-1 所示。

选煤厂煤泥水浓度测定有常规法、快速法和采用测量仪表测定。

(一)常规法

采取煤泥水样，每个子样体积不少于 1L，试样的总量为 10～15L。在一个生产班或

一昼夜中以相等的时间间隔采取，取得的煤泥水样放入一容器内，记录全部体积 V。澄清后用虹吸管吸出上部的清水或用过滤法滤去水，然后烘干煤样至空气干燥状态，称出干煤泥量，计算煤泥水固体含量。

表 4－2－1　R、P、Q 换算表

已知浓度 \ 计算浓度	R	P	Q
R		$\dfrac{100}{R\dfrac{1}{TRD}}$	$\dfrac{1}{R+1}\cdot 100$
P	$\dfrac{100}{P}-\dfrac{1}{TRD}$		$\dfrac{1000P}{1000+P\left(1-\dfrac{1}{TRD}\right)}$
Q	$\dfrac{100-Q}{Q}$	$\dfrac{1000Q}{100-Q\left(1-\dfrac{1}{TRD}\right)}$	

注 式中 TRD 为煤泥真密度。

$$P=\frac{m}{V} \tag{4-2-30}$$

式中　P——煤泥水固体含量，g/L；

m——空气干燥煤泥量，g；

V——煤泥水总体积，L。

当沉淀的煤泥很多时，可以在吸出或滤去清水后称得全部沉淀物的量，取全水分煤样测定全水分，再折算成干煤泥量。

$$m=m_1\frac{100-M_1}{100} \tag{4-2-31}$$

式中　m——空气干燥煤泥量，g；

m_1——含水固体量，g；

M_1——全水分，%。

（二）煤泥水固体含量快速测定

在选煤生产过程中，当煤泥水固体含量大于 30g/L 时，可采用快速测定法。

首先测定煤泥的真密度 TRD（反复测定取平均值）。若入洗多种煤，多种煤的煤泥的真密度应分别测定，定期检查。

将取得的煤泥水样搅拌均匀，倒入小口浓度壶中（图 4－2－9），浓度壶的体积为 1L，颈旁有溢流管溢流出多余的煤泥水。

在感量为 5g 的天平上称出煤泥水质量 m（浓度壶容量应经常检查），按下式计算煤泥水固体含量 P。

$$P = \frac{TRD(m - 1000)}{TRD - 1} \tag{4-2-32}$$

式中　P——煤泥水固体含量，g/L；

m——每升煤泥水质量，g；

TRD——煤泥真密度。

(三)用密度计测定煤泥水浓度

测定煤泥水浓度的仪器有双管压差式、双膜盒式、放射性、超声波式。γ 射线密度计应用较多。

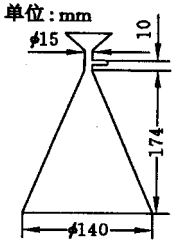


图 4-2-9　浓度壶

1.双管压差计

双管压差计由双管、电容式压差计和电流转换器组成。其结构如图 4-2-10 所示。

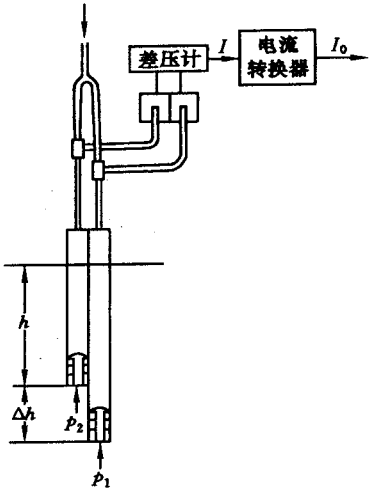


图 4-2-10　双管压差计原理结构图

双管由两个单管按一定管差 Δh 固定在一起构成，Δh 是双管管差，为常数。将双管垂直插入密度为 ρ 的被测液体中，长管口端的液体压强 $p_1 = (h + \Delta h)\rho$，短管口端的液体

压强 $p_2 = h\rho$，这样双管输出压差 Δp 为

$$\Delta p = p_1 - p_2 = \Delta h\rho \tag{4-2-33}$$

由于 Δh 是固定常数，被测液体的密度 ρ 与压差 Δp 成正比。

压差计和电流转换器组成二次仪表，把双管输出的压差 Δp 转换为对应的标准电流信号，智能调节器进行调节、校正和运算，得到液体的密度。

2.放射性密度测定仪

放射性密度计亦称同位素密度计，是利用放射性同位素源所发出的 γ 射线穿过物质时被吸收的射线强度与射线所通过的物质的密度 δ 与厚度 H 的乘积成正比的原理制成的。即穿透物质后射线强度 ΔG 为：

$$\Delta G = G - KH\delta \tag{4-2-34}$$

式中　G——射源发射的 γ 射线的强度；

K——比例常数；

H——厚度；

δ——物质的密度。

由于测量是无接触式的，可用来测量密闭管路内的流体密度。

放射性密度计由探头（见图 4-2-11）和二次仪表组成。探头包括机壳、射源、耐磨短管、铅室和探测器。放射源常用 ^{137}Cs，铅室起防护作用，探测器采用 NaI(Tl)，用来检测透过被测物料后的 γ 射线的强度 ΔG，并转换为与之相应的电脉冲密度，用传输线输送至二次仪表进行放大、整形和变换。输出与被测密度成正比的标准电信号。

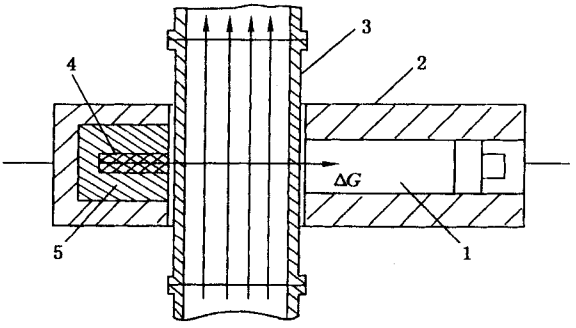


图 4-2-11　放射性密度测定仪探头原理结构图

1—探测器；2—机壳；3—耐磨短管；4—射源；5—铅室

本章所述所有的计量设备和监测仪表等装置，在安装和使用前，请务必仔细阅读安装注意事项和使用、维护说明书以保证其性能的发挥。

第三章　选煤方法

选煤主要是利用煤和矸石物理性质或物理化学性质的差别而进行分选的。根据密度不同(煤的密度小),表面性质不同(煤粒表面疏水),硬度和破碎性不同(煤易碎),形状和摩擦力不同(一般煤呈块状,矸石扁平,滑动时矸石摩擦力大)或导电率不同(烟煤的电阻比矸石大),吸收放射线的能力不同(煤弱)进行区分。

现在大量采用的是根据密度不同进行分选的重力选煤和按表面性质不同的浮游选煤。本章阐述重力选煤,主要对0.5(或0.3)mm以上的颗粒进行分选;浮游选煤主要对0.5(或0.3)mm以下的颗粒进行分选,将在第四章中阐述。

第一节　跳汰选煤

一、跳汰选煤的原理

原煤(煤与矸石的混合物)在上、下交变的脉动水流中,按密度大小分选的过程称为跳汰选煤。实际上,输送精煤水平液流和煤、矸粒度的大小和形状对跳汰机选煤过程是有影响的,但是人们希望能根据密度大小进行分选,而且研究跳汰使之适应于按密度大小分选的要求,而减少粒度形状因素的影响,实际跳汰过程还是以垂直上、下的水流和按密度分选为主的。

原煤经过若干次水流上、下脉动的作用,逐渐密度小的精煤浮到上层,而密度大的矸

石沉到下层如图 4－2－1 所示。上层精煤由水流带走，矸石等重产品通过排渣机构排出。因此，跳汰过程，主要是两个作用：一是分层，要求尽量按密度分层；另一是排渣，力求精确地切割床层，将已分好层的物料分开。因而跳汰机的改进，主要是从这两个方面入手的。

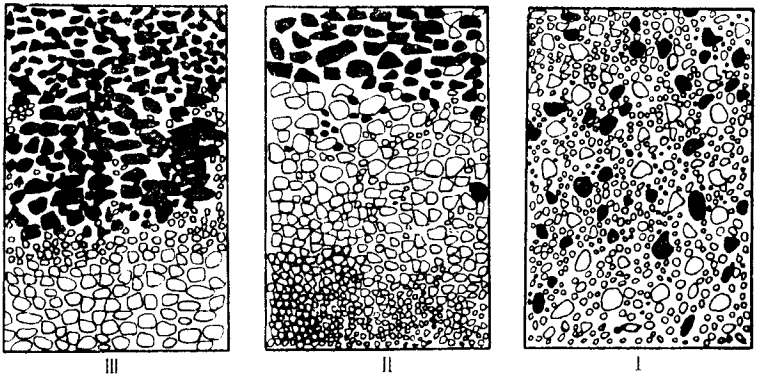


图 4－3－1　跳汰分层情况（图中黑色为矸石，白色为煤）

Ⅰ—原煤；Ⅱ—上升水流末期；Ⅲ—下降水流末期

在研究水力跳汰的初期，引进了一个等沉比的概念。众所周知：密度相同而大小不同的颗粒在水中自由沉降时大颗粒沉得快；大小相同而密度不同的颗粒则密度大的颗粒沉得快。等沉比就是在水中同时开始自由沉降的不同密度的颗粒，最后当两个颗粒在水中以相等的末速度沉降时（即等沉时），这两个颗粒的直径之比叫做等沉比。根据这个理论计算，煤、矸的等沉比一般在 2 左右，意思就是分级粒度只有上限、下限之间的比在 2 左右，才能使煤、矸石分开。

等沉比的理论，曾使人们对跳汰过程的认识，局限在窄级别的分级入选上，认为只有按等沉比分级才能使精煤中不含矸石，矸石中不损失精煤。实践结果使人们认识到等沉比的概念是基于颗粒在无限空间的静止水中沉降，而实际上跳汰机的床层是比较紧密的粒群，而且处于不断变动的水流中。生产表明，水力跳汰可以分选粒级比较宽的，甚至不分级的煤炭。由分级跳汰转到不分级跳汰使流程大为简化。国内跳汰机可选到上限为 100（80）mm 而下限达 0.3（0.5）mm，但是仔细分析跳汰机选煤的结果，还可以看到对细粒分选的效率，一般低于粗粒的分选效率。

为了解释不分级跳汰的可能性，并改善其分选效果，出现了多种理论，有的阐述单体颗粒或颗粒群在水流中运动的微分方程，有的提出位能假说、悬浮液假说等。但这些都不能十分准确地描述跳汰过程，只能定性地说明某些问题。但根据这些理论分析和人们

的生产实践，对一个跳汰循环各阶段中颗粒的受力情况，和密度、粒度的影响，选煤工作者有了一个渐趋一致的看法。

从运动的微分方程分析，认为分选不分级原煤，分选的有效时期是颗粒和水流相对速度小，主要由加速度起作用的时候，这段时间按密度分层占主导，而形状因素居次要地位。由这一观点出发，为了有效地分选不分级原煤，人们力求加长跳汰循环中颗粒和水流相对速度小的时间，而缩短颗粒和水流相对速度大的时间。位能假说和悬浮液假说也期望跳汰循环中使床层保持较长时间的适度悬浮状态，才有利于按密度分层。

颗粒群在一个跳汰循环中（跳汰室中水流上、下一次）希望能达到这种情况：上升水流时期要短，其作用力要强，在短时间把床层托到应有的高度，在整个跳汰循环中，轻、重颗粒有按密度重新调换位置的必要空间。上升水流初期流速较大，水流是往上的，颗粒的重力是往下的，颗粒和水流的相对速度是很大的，因此，上升水流初期不希望床层松散，而上升水流末期上升水的流速减小，能使床层处于松散悬浮状态。但在实际生产中第一段的第一格室，常常使上升水流时间较长，在上升水期间，处于底层的低密度细粒冲到上层来。在上升水流转换为下降水流期间，上升水流速度由小趋近于零，而转为相反的方向，下降水流速度由零而逐渐增大，加速度有很大影响。下降水流和下沉的颗粒是同方向的，因此相对速度要比上升水流时期为小。从这个观点出发，适当的膨胀期，和缓的下降水流是有利于延长颗粒和水流相对速度小的时间。在部分床层落到筛板以后，水流在落到筛板上的颗粒与颗粒的缝隙之间流过，水流速度增加，起到吸啜透筛作用。掌握适当的吸啜力是十分重要的，吸啜力过大往往重产品中损失细粒轻产品增加，吸啜力过小增加轻产品中混入细粒重产品。在实际生产中，第一段常常吸啜力较小，可以降低矸石中的细粒精煤的损失；第二段吸啜力较大让高密度细粒透筛排渣，降低精煤中高密度细粒的污染。跳汰循环最后床层的紧密程度，是下一跳汰循环上升水流时期达到要求的条件。这些原理上的分析，有利于指导跳汰机的操作。

二、跳汰机结构上的演变和改进

（一）驱动水流上下的动力源

跳汰机选煤主要依靠跳汰室的水流作上、下脉动，驱动水流的动力源，经过了活塞、滑动风转变到旋转风阀和电控气动风阀四个阶段：

1. 活塞

活塞跳汰机（见图 4－3－2a）依靠活塞的下、上动作，使跳汰室里的水流上、下脉动，原煤起到分选作用。但是这种水流脉动上下是对称的，下降水流期间有一定的强

迫作用。

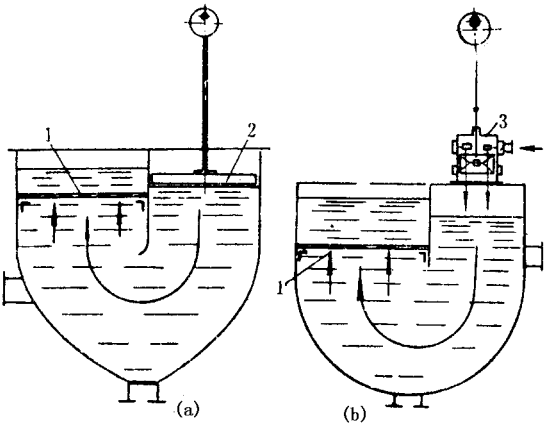


图 4－3－2　活塞和滑动风阀的作用原理

a—活塞式跳汰机；b—筛侧空气室跳汰机

1—筛板；2—活塞；3—滑动风阀

2.滑动风阀

滑动风阀阀过去称立式风阀(见图 4－3－3)是两个同心立式圆筒组成，由偏心机构传动，使阀芯作上下运动。滑动风阀和有压空气相连接，阀芯向下时进风，向上时排风。风阀的上、下传动机构是对称运动，利用空气的进出使跳汰室的水流上、下运动，这种动作实际是上升水流受空气压力的作用而上升，下降水流是靠水和床层的重力而下降的，同时还有筛下补充水的作用。采用滑动风阀时下降水流就比活塞的作用缓和。滑动风阀为进风、排风各 170°，中间有 10°的间隔时间。

3.旋转风阀

旋转风阀过去曾称卧式风阀(见图 4－3－4)是由 3 个卧式的同心圆筒组成的：中心的圆筒为转子，作回转运动，外边的圆筒是固定的，下方有开口；内外之间的圆筒为调正套，分两段起调正作用，一段调正进风时间，另一段调正排风时间，同时也可改变进风期和排风期之间的膨胀期时间，进气部分和排气部分有蝶阀以调正进气、排气量。这种调正是有限度的，但比滑动风阀进了一步，可以调正进风、排风时间和进风、排风速度。我国目前生产的跳汰机绝大部分用旋转风阀，LTX－14 筛下空气室跳汰机用的旋转风阀，进风期为 110°～180°，排风期为 110°～180°，膨胀期为 0°～140°；转子转速为 38、49、55、61、68r/min。

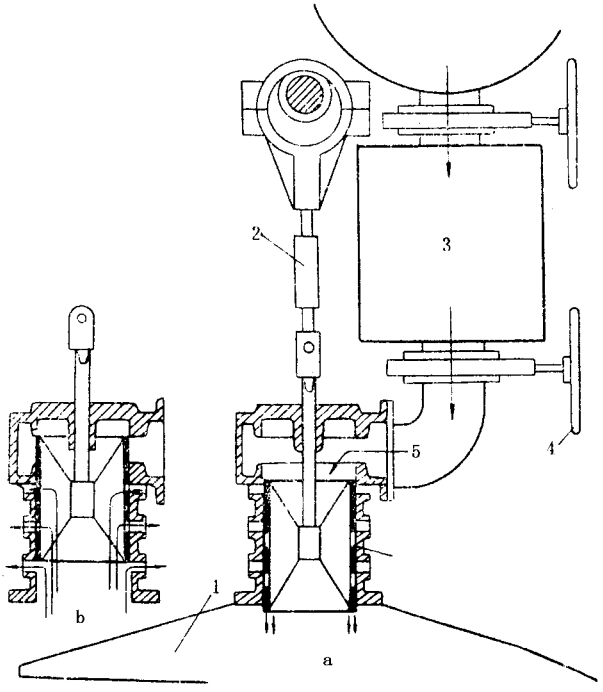


图 4－3－3　滑动风阀

a—进气(阀芯向下)；b—排气(阀芯向上)

1—跳汰机空气室；2—滑动风阀；3—空气缓冲室；4—调节手轮

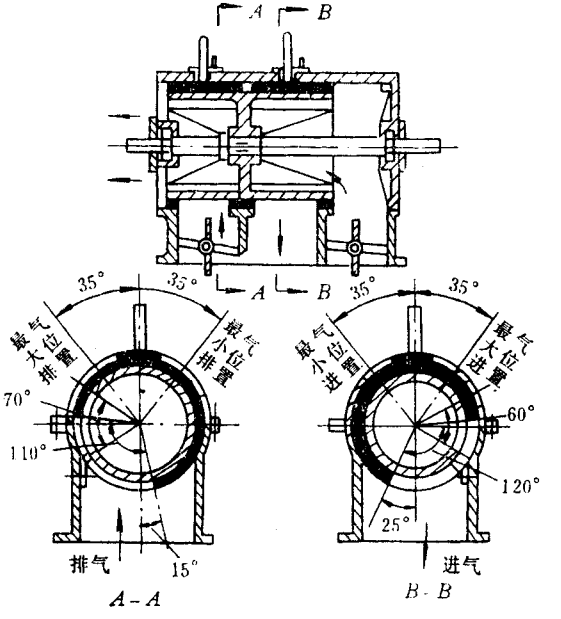


图 4－3－4　旋转风阀

4.电控气动风阀

电控气动风阀过去称电磁风阀如图 4－3－5 所示，由数控装置、滤气调压系统、电磁先导阀、进风、排风系统几部件组成。数控装置控制电磁先导阀，有两个控制：一是跳汰频率的调整，由选择跳汰频率的拨盘开关所拨数字决定，调整跳汰频率计数器，可以使频率在 20～120 次/min 之间实现无级调速；另一是周期特性计数器，按接收 1000 个脉冲复零一次，每个循环都分成 1000 个区分，用拨盘数字控制电磁先导阀通电、断电，实现进风、排风。如确定进风开始为 000，进风完了为 310，排风开始为 550，排风完了为 890，一个周期中严格地按这数字执行，而 310～550 即为膨胀期，如图 4－3－6 所示。电磁先导阀控制高压气(压力 0.6MPa)的进出，驱动气缸带盖板动作，而实现进风、排风。电控气动风阀的优点：①调节灵活能实现跳汰理论的要求，对跳汰周期和频率可以任意选择。卧式风阀进风面积是由小到大，由大到小地变化，而电控气动风阀是全断面进风。②对探索跳汰过程实质，检验跳汰理论，寻求最佳跳汰周期的特性提供了有力手段。③数控装置调节跳汰频率和周期特性，从旋转风阀的机械操作转换到电信号，不仅调节方便而且便于实现跳汰机的全面自动化。④电控气动风阀占用空间小，控制的跳汰筛面宽，适用于大型的宽筛面的跳汰机。⑤室内噪声很小。电控气动风阀的缺点是增加了驱动气缸活塞的高压气。我国制造的电控气动风阀跳汰机筛面有 $24m^2$，$35m^2$。

(二)空气室和跳汰室的位置

跳汰机分跳汰室和空气室(活塞室)。跳汰室内铺有筛板，承担跳汰机中的物料，筛侧空气室跳汰机的跳汰室宽度一般不超过 2.5m。有压空气的进、出通过空气室使跳汰室里产生水流上、下的脉动。过去空气室都安设在跳汰室的侧面，空气室与跳汰室宽度之比一般块煤为 1∶1.4～1∶1.5，末煤为 1∶1.7～1∶2.5，我国分选 50(100)～0mm 的不分级原煤采用 1∶1.8 左右。为了保证筛面水流分布均匀，跳汰筛面不可能制得太宽，就发展成双跳汰室或双空气室的结构(见图 4－3－7)。筛下空气室跳汰机将空气室设于跳汰室的下方，每一隔室相当于将筛侧空气室跳汰机转 90°安置，这样可以加宽跳汰筛面而保持水流均匀，可制成筛面相当大的跳汰机而节省空间(见图 4－3－8)。将空气室设置在跳汰室侧面或下方，对水流变化并没有什么显著的差别，故可获得同样的效果。由于筛下空气室跳汰机的空气室安设在跳汰筛面的下方，使水流脉动的压强较大；而且筛面较宽，进气距离较长，因此需要较高的风压。

(三)排渣机构

筛面上物料的分层清晰了，重产品的排放对产品质量有很大影响。排渣机构有多种形式，常用的有以下几种：

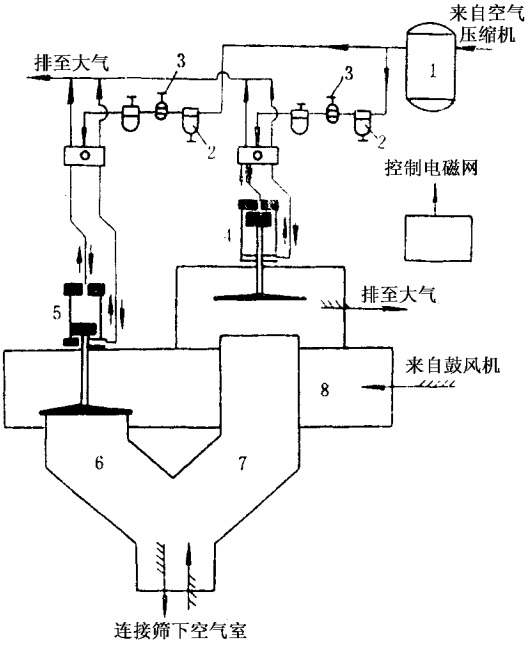


图 4－3－5　电控气动风阀的工作原理

1—贮气罐；2—滤气器；3—调压阀；

4—排风气缸；5—进风气缸；6—进风管；

7—排风管；8—风室

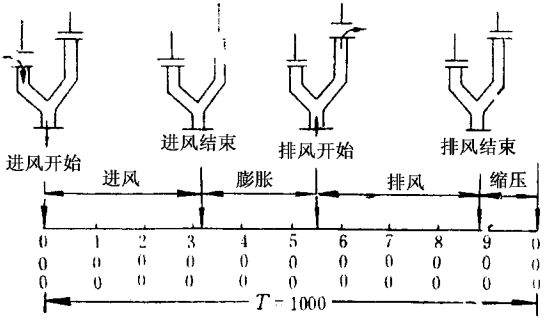


图 4－3－6　周期特性调节示意图

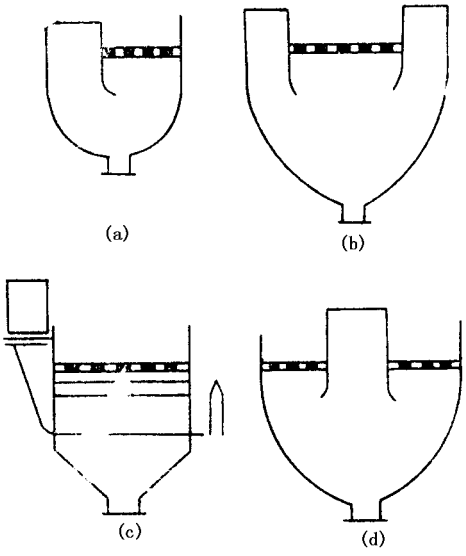


图 4－3－7　空气室和跳汰室的位置

a—筛侧空气室；b—双空气室；c—筛下空气室；d—双跳汰室

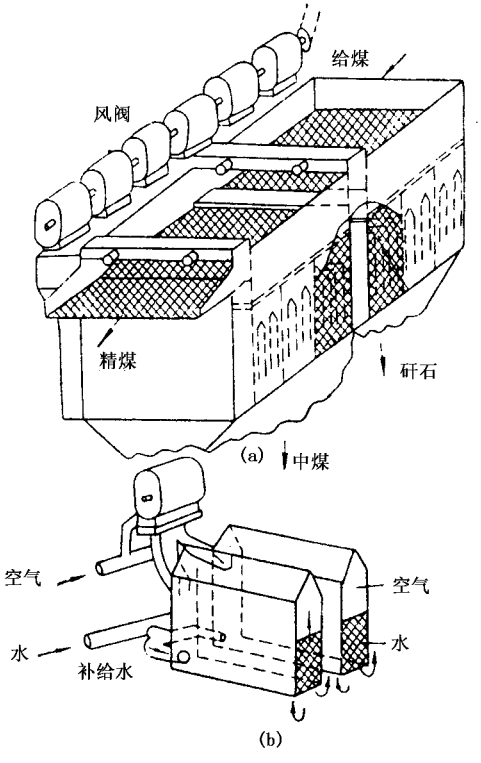


图 4－3－8　筛下空气室跳汰机工作原理

a—筛下空气室的位置；b—一个隔室的筛下空气室

1.两道闸门和象鼻风排渣

第一道闸门控制排渣层厚度;第二道闸门(弧形闸门)控制床层底层排出速度(弧形向筛板下方床层多排)象鼻风如果与大气相通,使溢流堰中水流波动增强而加速排渣;如果不与大气相通,则溢流堰中水流波动小而减少排渣。综合运用两道闸门和象鼻风,可以获得平稳而适当的排渣速度如图4-3-9a所示。

2.叶轮排渣

叶轮排渣如图4-3-9b所示,排渣口前有一平板闸门,叶轮上方有可动盖板,如遇到大块可以顶开盖板,排渣轮的转速可以调节的,快转即排渣多,一般不经常调整排渣口前的平板闸门来控制排量。我国生产的LTX型跳汰机采用这种排渣机构,排渣轮采用电动机和棘轮棘爪推动,使用浮标和滑板调整排渣轮的转速,或用浮标。直流电动机组或电磁调速电动机调速。

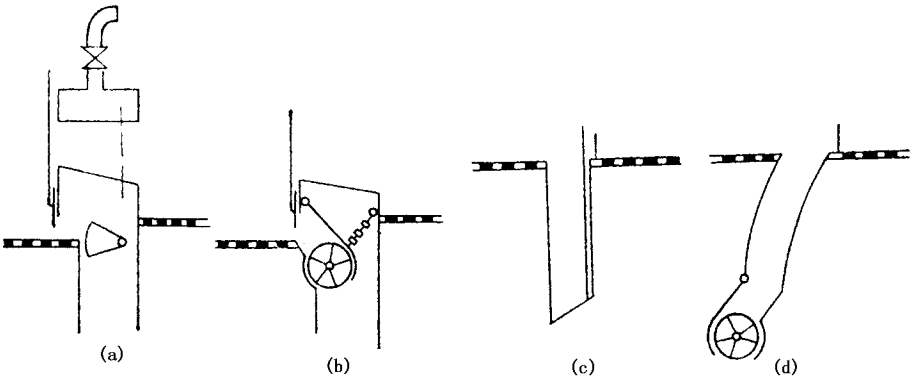


图4-3-9　排渣机构

a—两道闸门和象鼻风排渣;b—叶轮排渣;c、d—无溢流堰排渣

3.无溢流堰排渣

图4-3-9中第一种与第二种经常用于设有溢流堰的跳汰机。近年来,有人认为跳汰机设置溢流堰会搅乱已经分好的床层,提倡中间用无溢流堰或低溢流堰的跳汰机,这是第三种(图4-3-9c)与第四种(图4-3-9d)排渣机构。德国的BATAC跳汰机用的是第三种排渣机构,当矸石增加时,浮标指挥第三种排渣机构的排渣闸板下落。苏联的OMA-10采用的是第四种排渣机构。

4.人工床层排渣

跳汰机除了通过排渣口排渣外,还有部分以透筛的形式外排。在下降水流时期,粒度小而密度大的产品,先透过筛孔,在大块高密度物落到筛上时,就可以挡住低密度的细

粒透筛。一般入选上限为 50mm 及以上的原煤，依靠原煤本身的含矸就可以起到这个作用；但要分选 13mm 以下的原煤时，为了改善细粒煤的分选状况，采用人工床层，可铺设整个筛面或部分筛面（在排渣口一段）。使用人工床层时，在跳汰筛板上设置 400 × 400mm 左右的格框，放入粒度为入选最大粒度的 3 ~ 5 倍，密度为 2.5 的长石，筛孔比入选最大粒度大 2 ~ 5mm，铺长石床层的厚度为 30 ~ 80mm。人工床层必须经常清理混入的矸石等杂物。

5. 浮标闸门

浮标闸门（见图 4 - 3 - 10），将浮标和排渣门结合在一起的，在上升水期间浮标闸门受力而上升，下降水期间与水流同时下落，在起落之间进行排渣。这种闸门排渣不十分精确，有时发生被大块卡住、垫起等现象而影响排渣质量。浮标闸门的重量可以用配重调节。

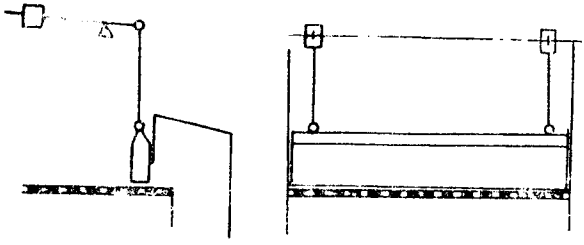


图 4 - 3 - 10　浮标闸门

（四）床层厚度探测装置

一般跳汰选煤工在控制排渣、调整操作时，经常使用一个探竿，探测床层的分层情况，决定该采用的对策，风、水使用合适与否，排渣是否适量，衡量床层在整个跳汰循环的松散度变化情况和保持的厚度。为了测定床层的厚度，以此决定排矸速度，可采取多种方法，经常使用的不外乎两种类型：浮标和筛下测压管，浮标和筛下测压管测出的重产品床层厚度和排渣机构相联系。

1. 浮标

浮标一般放置在排渣层之上，对应于该段跳汰机的分选密度，但在实际使用时，也有高于或低于分选密度。浮标的位置，如果排渣口距离筛板为 160mm 高，那么浮标放置在 200mm 左右，浮标密度经常通过排渣质量、数量具体确定。浮标的形状（图 4 - 3 - 11）有多种式样，如圆桶形、扁桶形、双棱锥形和卵形等。有的直接由浮标带动排渣机构的滑板，控制其快排或慢排；也有的通过浮标带动排渣机构电动或气动系统，实现快排或慢排。据流体力学的分析，认为卵形浮标具有流线形的外形，阻力较小，浮标较小不横跨床

层的几个分层。浮标应该具备本身所带动的负荷小，而各节点的摩擦阻力小（所谓自由浮标），可取得较为满意的效果。浮标的动作比较直观，形状选择正确时，就比较灵敏，现大量采用。

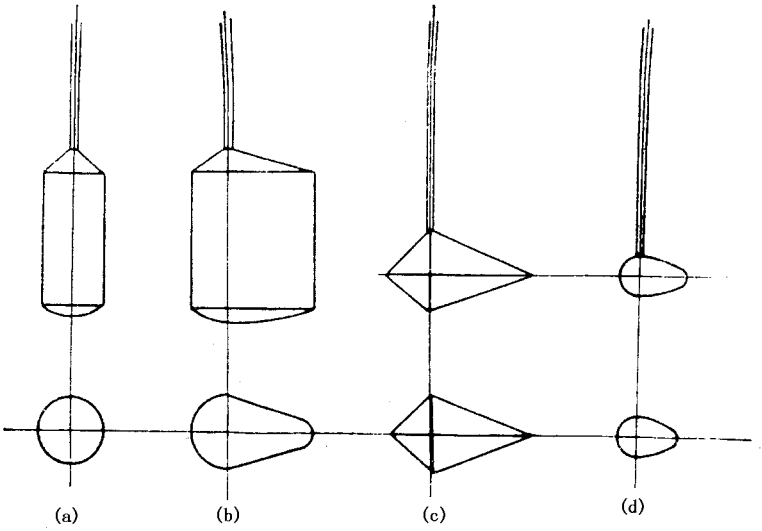


图 4－3－11　浮标

a—圆桶形；b—扁桶形；c—双棱锥形；d—卵形

2.筛下测压管

筛下测压管的原理，是认为床层增厚反映到筛下水的压力增大，因此，从测定筛下水的压力，就可以看出床层的厚薄。现有两种形式：一种是由筛下测压管水位的高低，通过浮子直接控制排渣机构动作（图 4－3－12）；另一种是筛下水位的高低变成电信号控制排渣机构的（图 4－3－13）。筛下测压管所反映的压力，有床层变厚矸石量增加的因素，但有时跳汰筛板上孔眼的堵塞，或筛板上积存铁器、杂物等没有及时清除而造成的影响。因此，跳汰筛板清理不及时，会产生一些假象，故应用得不多。

3.电子仪器测量

在邢台选煤厂试验电控气动风阀和自由浮标滑差电动机自动排渣时，大型跳汰机试验组曾使用了电子仪器作为测量各种参数的手段。如用电阻应变片测量风压的变化，用电容液位计测量水面的位移速度，用床层电阻测量松散度，并且使这些参数的变化在示波器上显示出来，观察分析或拍摄其变化过程，进行细致的研究。利用电子仪器观察分析了许多过去没有了解的情况。利用电子测量仪器及电控气动风阀，有助于使跳汰机全面自动化。

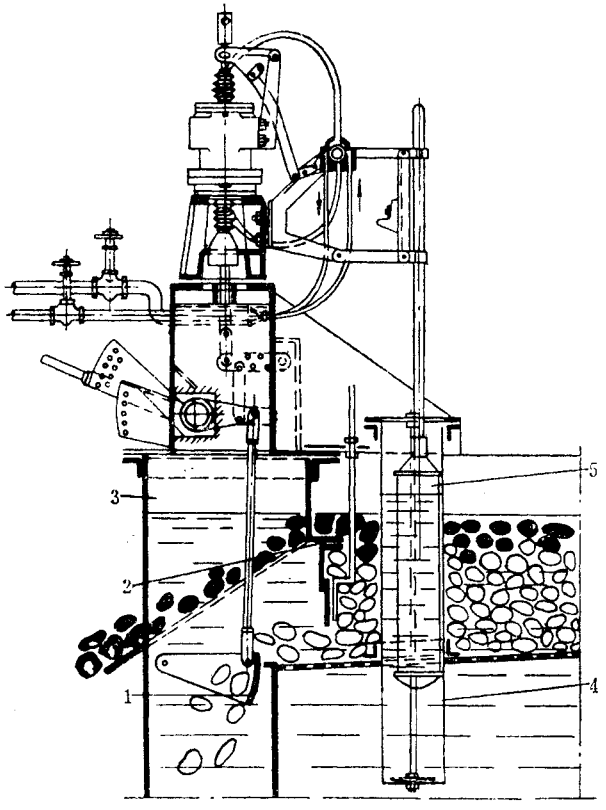


图 4－3－12　浮子筛下测压管

1—弧形闸门；2—溢流堰；3—空气室；4—管形通道；5—浮子

（五）筛板的倾角和倾斜方向

跳汰机筛板倾角第一段为 3°～5°，第二段为 2°或水平安设。倾角主要取决原煤中含矸量，如果含矸石多、并且粒度大，就选用大倾角。要求矸石层在筛板上厚度均匀，不产生积存的状况，可以通过跳汰机停机时进行检查。有的原煤含矸特别多，而且夹杂着许多黄铁矿，因此就出现了倒排矸的跳汰机，第一段的筛板逆着煤流倾斜的，矸石和黄铁矿排出方向与煤流的方向相反。倒排矸跳汰机适于处理含矸量大的原煤，但也存在矸石的分层时间短，分选效果较差。一般情况下，都采用顺排矸的跳汰机，就是第一段筛面的倾斜是顺着煤流的，旧厂有的将倒排矸跳汰机改成顺排矸。为了对不分级煤进行透筛排料，入选上限为 50mm 的原煤，细矸石较多时，第一段筛孔可以扩大到 19mm；一般第一段为 15mm，第二段为 10～13mm。

三、影响跳汰机分选的主要因素

(一)原煤可选性与处理量

跳汰机分选精度既决定所用的风阀、排渣机构,也决定所处理的原煤。对于跳汰机第二段精煤的分选密度,我国一般为 1.45 ~ 1.6kg/L。单位面积处理能力见表 4 – 3 – 1。

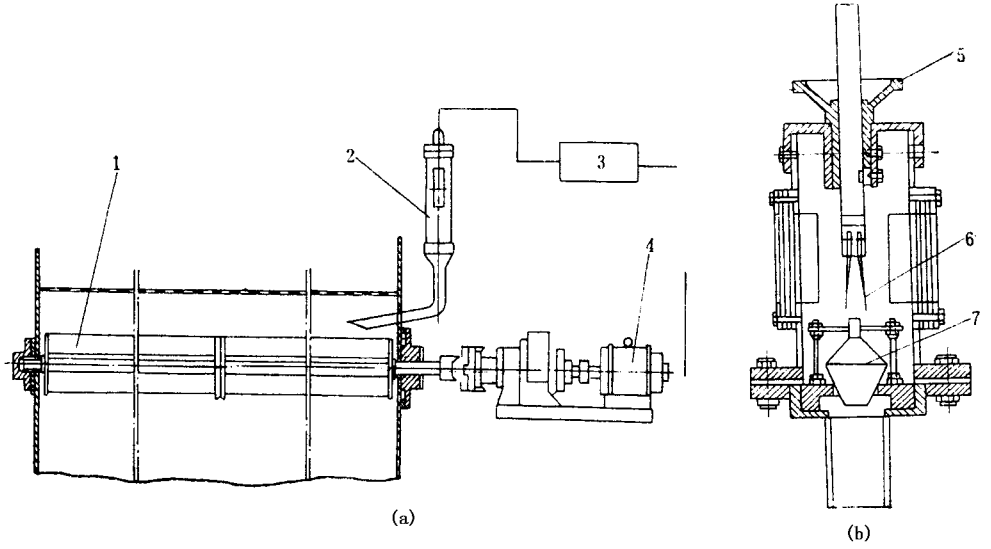


图 4 – 3 – 13　电接点测压管

a—测压管的安装位置;b—电接点测压管的构造

1—排渣轮;2—电接点测压管;3—直流调速装置;

4—排渣轮传动装置;5—调整手轮;6—电极;7—减振阀

表 4 – 3 – 1　跳汰机的单位面积处理能力,$t/(m^2 \cdot h)$

跳汰机	原煤性质	易选煤	中等可选煤	难选煤	极难选煤
主选机(筛侧、或筛下空气室式)	混合煤	13 ~ 16	11 ~ 13	9 ~ 11	7 ~ 9
	块煤	14 ~ 17	12 ~ 14	10 ~ 12	8 ~ 10
	末煤	12 ~ 15	10 ~ 12	8 ~ 10	6 ~ 8
再选机	5 ~ 7				

注:以上可选性的指标与现行的稍有出入。

表 4 – 3 – 1 是设计时采用的指标,实际生产上影响处理能力的因素很多,如原煤可选性的变化,矸石和中煤量增加,设备的不配套都影响跳汰机的处理量。许多选煤操作

人员都有这样一个倾向,即争取加大原煤处理量,实际上所指处理量不能脱离分选效果。在分选效果不佳的情况下,提高单位面积处理量,其技术经济意义并不理想。在分选效果方面,只重视总的分选指标,而不研究各粒级的分选指标,也是不够全面的。在选煤厂客观上没有增加处理量的要求,而每天实际生产小时又不多时(一般应达到每天每个系统有效工作时间 18h 以上,机电维修得好的选煤厂可以达到 21h),应使跳汰机单位面积处理量适当,不应过高,也不应过低,这样有利于分选作用。许多资料表明,过高的处理量,是影响分选效果的主要原因之一。若原煤质量均匀,跳汰机按时间处理量均衡,跳汰筛面也均匀给料,给跳汰机以稳定的操作条件,这将是提高分选效率的有效措施。原煤的配煤或均匀化是保证实现稳定条件的重要措施,也是跳汰机实现全面自动化的保证条件。

(二)洗水浓度与水量

跳汰选煤是在水介质中分层,因此,洗水浓度,即每升洗水中含煤泥的克数,对分选效率有着重要作用。洗水浓度大了,粘度增加,影响细粒度的分选效果;洗水中含的细泥大都是粒度细、灰分高的微细颗粒,沾在精煤上,增加精煤的灰分、水分;洗水中的细泥占有体积,如果计算洗煤耗水量是净水,但实际上煤泥也消耗净水量,由于洗水中含有煤泥,选煤的循环负荷增加许多;因此,跳汰选煤希望洗水浓度低。浓缩浮选处理煤泥水时,一般不超过 80 ~ 100g/L;直接浮选处理煤泥水,主选机的洗水浓度可以达到 1g/L 以下。

洗水的压力一般在 0.1MPa 左右,在跳汰过程洗水分成两部分,小部分(20% 左右)作为喷水,大部分作为顶水。喷水是作原料煤湿润用的,将原料煤彻底湿透,为分层创造条件;浓度小、粘度低、压力大的喷水可防止打团作用;喷水只须将原煤湿润,过多的喷水不利于选煤操作。增加顶水可以起到增强上升水流、减弱下降水流的作用;顶水的用量只要能满足跳汰分层、床层松散即可。精煤含量多的原煤,其用水量增加对输送精煤有利。

采用浓度较大(如 80 ~ 100g/L)的循环水选煤时,如主选机单独计算,处理一吨原料煤其循环水量为 3.5 ~ 2.5m^3;若用清水(浓度为 1g/L 以下)选煤,水量消耗可降到 1.8 ~ 2.0m^3。

(三)风压和风量

选煤机驱动水流脉动的有压空气,起到加强上升水流和加强下降水流的作用。风压是指跳汰机供风的鼓风机风压,实际上起作用是空气室内的压力,给风量减小反映在进入空气室的风压降低。增加风压可以使上升水流反应灵敏,尤其对筛面宽的筛下空气室

跳汰机是如此。筛侧空气室跳汰机使用滑动风阀时，其风压为 17kPa；使用旋转风阀时，风压为 20～25kPa；使用电控气动风阀的宽筛面筛下空气室跳汰机，最好使用风压为 35～40kPa。

（四）振幅和频率

振幅也称冲程，实际是指跳汰室水流波动的高度；频率也称冲次，是每分钟水流脉动的次数；两者是有联系的，为了使振幅加大，必须降低频率。一般粒度大的煤要求大的振幅，否则，上升水流的力量不足，而且也没有足够的煤、矸调换位置的空间，颗粒与水流相对速度小的膨胀期，在大振幅时其时间比较长。一般经验，上限为 50mm 每分钟大致在 50 次，上限为 13mm 时可以提高到 60 次，粒度上限为 80～100mm 时可以使用 40～50 次的频率。

四、跳汰机的举例

跳汰机的结构，是上列几个部件的不同组合。其中 LTG－15，LTX－14、LTX－35 为国产跳汰机。

（一）LTG－15 型筛侧空气室跳汰机

LTG－15 型跳汰机空气室位于跳汰室的侧面，两段三产品，筛板面积为 15m^2，适合于处理 50（100）～0mm 的原煤。LTG－15 跳汰机使用旋转风阀，叶轮排渣、排渣叶轮由直流电机拖动，可控硅调速，自动排渣，用筛下测压管测定床层厚度，如图 4－3－14 所示。

（二）LTX－14 型筛下空气室跳汰机

LTX－14 型跳汰机（见图 4－3－15）的空气室在跳汰筛板的下方，跳汰筛板 14m^2，适用于处理 50（100）～0mm 的原煤。LTX－14 跳汰机使用旋转风阀，叶轮排渣，排渣叶轮用棘轮棘爪转动，双棱锥型浮标测定床层厚度并带动护板控制叶轮转速，自动排渣。

（三）LTX－35 型筛下空气室跳汰机

LTX－35 型为筛下空气室跳汰机如图 4－3－16 所示，跳汰筛板为 35m^2，用于 50（100）～0mm 的原煤，该机使用电控气动风阀，叶轮排渣，排渣叶轮用电磁调速异步电动机转动，卵形自由浮标测量床层厚度并拨动自整角机以控制排渣叶轮的快转或慢转，自动排渣。

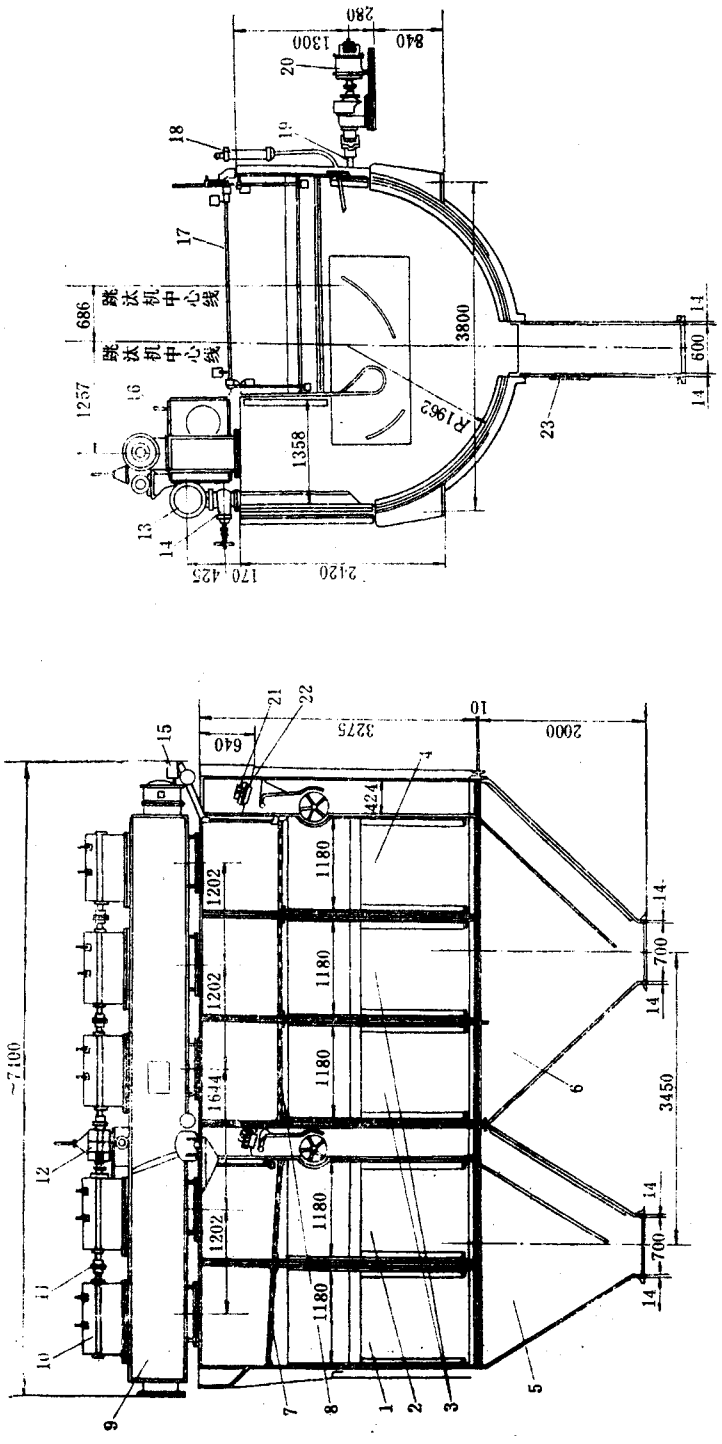


图 4-3-14　LTG-15 型筛侧空气室跳汰机

1—机体第一室；2—机体第二室；3—机体第三、四室；4—机体第五室；5—矸石段漏斗；6—中煤段漏斗；7—矸石段筛板；8—中煤段筛板；9—空气箱；10—风阀；11—联式联轴器；12—风阀传动装置；13—总水管；14—闸门；15—电动蝶阀；16—压力表；17—排渣闸门；18—测压管；19—排渣装置；20—排渣轮传动装置；21—压铁；22—人孔盖；23—检查孔

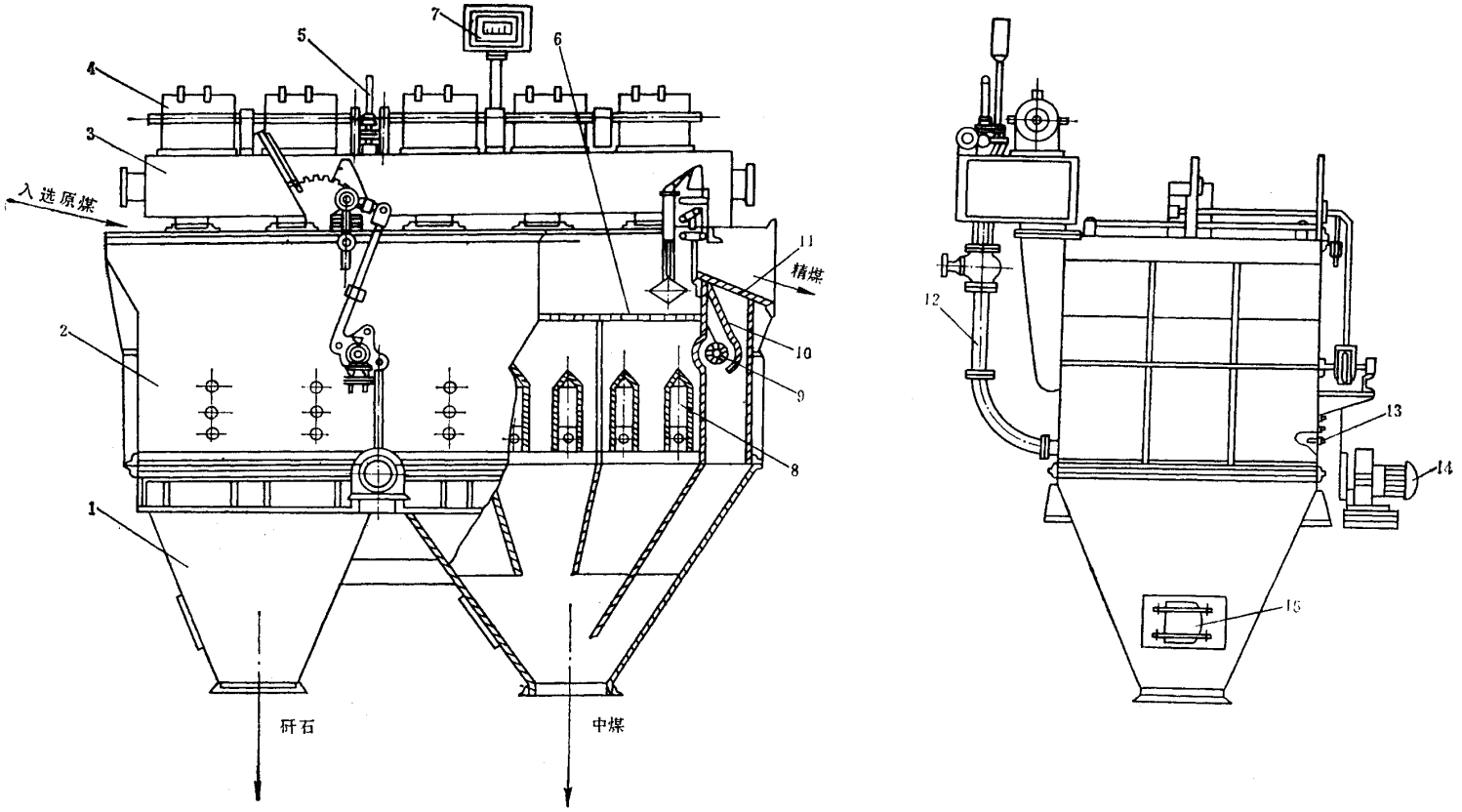


图 4-3-15　LTX-15 型筛下空气室跳汰机

1—下机体；2—上机体；3—风水包；4—风阀；5—风阀传动装置；6—筛板；7—水位灯光指示器；8—空气室；9—排渣装置；10—中煤段排渣轮护板；11—溢流堰盖板；12—水管；13—水位接点；14—排渣装置电动机；15—检查孔

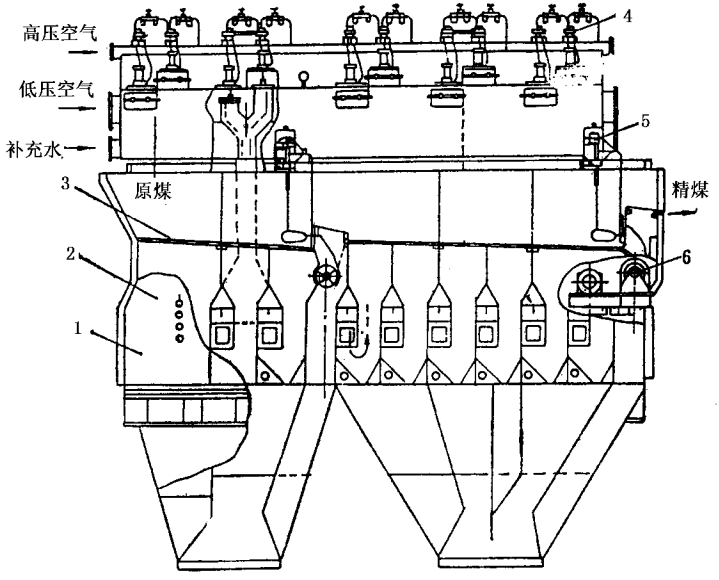


图 4－3－16　LTX－35 型筛下空气室跳汰机

1—机体；2—水位灯光指示器；3—筛板；

4—数控气动风阀；5—浮标的导轮和配重块；6—排渣电机

(四)德国 BATAC 型跳汰机

BATAC 型跳汰机为筛下空气室跳汰机如图 4－3－17 所示，分块煤跳汰机，末煤跳汰机，还有用于 50(100)～0mm 原煤的跳汰机。BATAC 跳汰机由几个格室组成，视用途的不同而决定格室的数目。每个格室长 1020m，可按不同需要使用几个格室。我国引进的无溢流堰排渣闸门和人工床层透筛排渣相结合的末煤跳汰机，其筛板面积共为 35m^2；无溢流堰排渣闸门，其筛板面积为 30m^2 的原煤跳汰机。宽度大于 3.5m 跳汰筛板分隔为两部分，分别用浮标和排渣闸门控制床层。

该机使用电控气动风阀，扁桶形浮标，自动排渣。跳汰机的风压可以自动调节。

(五)日本永田型跳汰机

图 4－3－18 为永田 27m^2 跳汰机，该机为筛侧空气室旋转风阀，卵形浮标，两道闸门和象鼻风排渣。象鼻风的大小和第二道弧形闸门排渣量的多少，可以自动控制，用于分选 50(100)～0mm 的原煤。

(六)苏联 OMA－10 型跳汰机

图 4－3－19 为 OMA－10 型跳汰机，该机为筛下空气室，无溢流堰叶轮排渣，扁筒形浮标，旋转风阀，自动排渣。该机特点是机体的筛下空气室采用弧形结构。

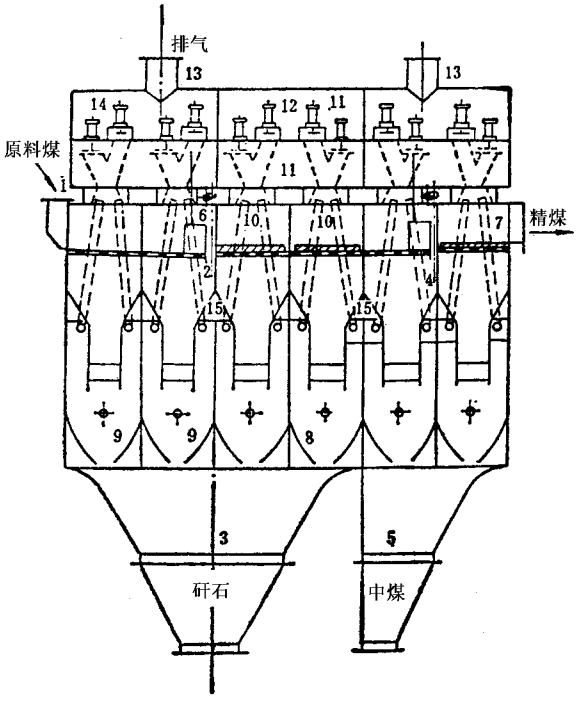


图 4－3－17　BATAC **末煤跳汰机**

1—**入料**；2—**机体矸石段**；3—**矸石漏斗**；4—**机体中煤段**；
5—**中煤漏斗**；6—**浮标**；7—**人工床层**；8—**水流挡板**；9—**顶水管**；
10—**风管**；11—**风包**；12—**排风包**；13—**排风管**；14—**风阀**；
15—**筛下空气室**

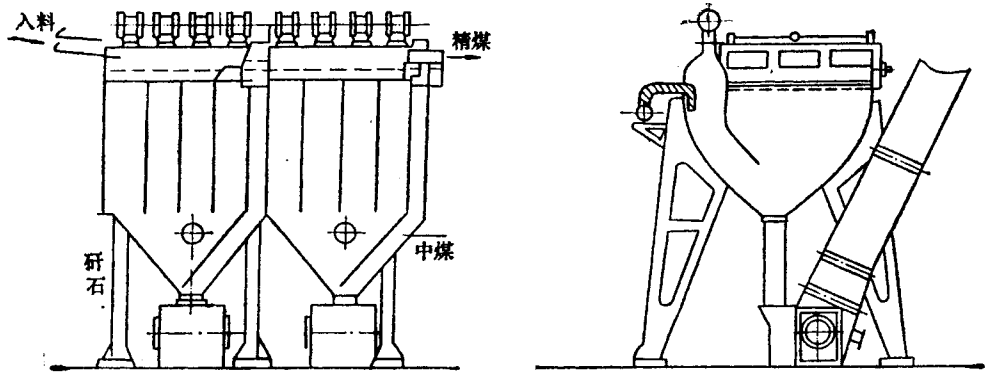


图 4-3-18　永田型 27m³ 跳汰机

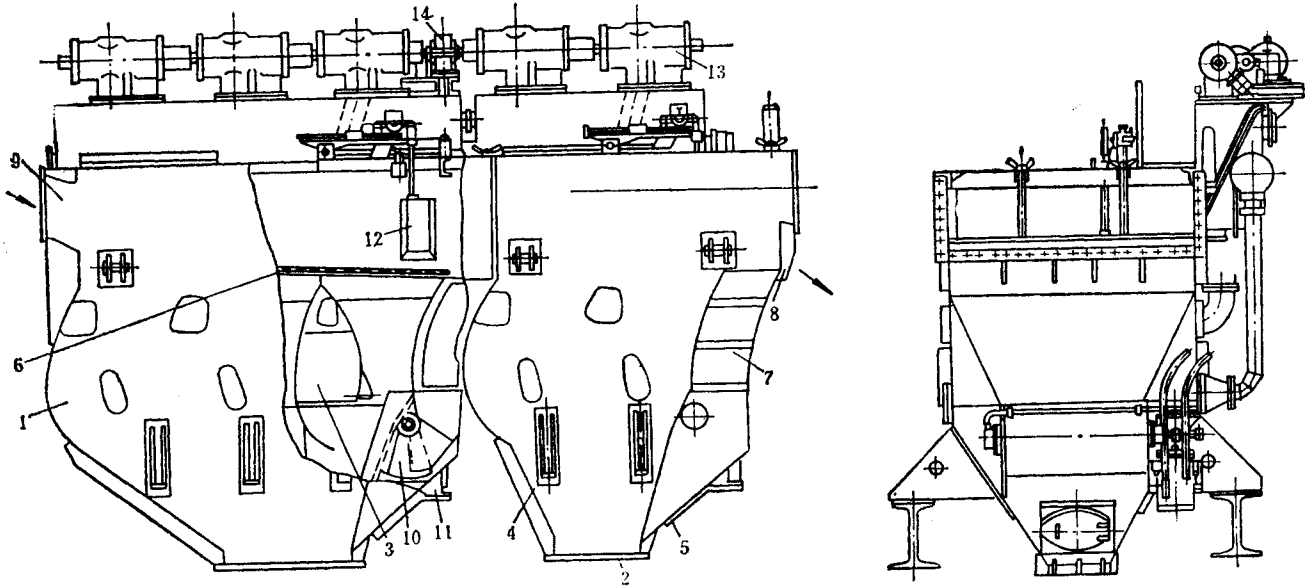


图 4-3-19　OMA-10 型跳汰机

1—机体；2—排渣漏斗；3—筛下空气室；4—支座；5—人孔；6—筛板；7—排渣室；8—溢流槽；9—给料槽；10—扇形排渣闸门；11—空气传动排渣装置；12—浮标；13—旋转风阀；14—风阀传动装置

第二节　重介质选煤

一、重介质选煤的原理

在试验原煤可选性时，利用重液进行浮沉试验，这样得到的选煤指标是最理想的，称之为理论值。但是，重液价格昂贵，回收复用困难，为了在工业上运用，使用一种密度高的矿物，磨细后与水掺混在一起，让它在水中悬浮，配成重悬浮液，这种重悬浮液具有重液的特性。如果重悬浮液密度为 1.5，原煤投入重悬浮液中，那么，密度小于 1.5 的精煤浮起，密度大于 1.5 的中煤与矸石沉下，这就是重介质选煤的原理。

掺入水中密度高的矿物细粒称加重质。在选煤时，加重质曾用砂子、重晶石、细矸石粒、浮选尾砂、黄土等，为了配制密度高的重悬浮液，加重质的回收、复用方便，现在都使用磁铁矿粉。一般磁铁矿的密度为 4.3～5.0kg/L。已使用过的重介质如密度、粘度不合格，可以将磁铁矿经磁选的方法选出，并进行净化，即可复用。为了保持加重质不沉淀，重悬浮液又具有一定的粘度，为此，加重质需较细的粒度，在重介质分选机中形成水平流、上升流或下降流，甚至在重悬浮液中掺有一定比例的细煤泥。

重悬浮液的密度可以按下式计算：

$$\rho_{su}=\frac{G(\delta-1)}{\delta V}+1\text{kg/m}^3$$

式中　G——加重质的质量，kg；

δ——加重质的密度，kg/m^3；

V——重悬浮液的体积，m^3。

混有煤泥的加重质其平均密度为

$$\delta_m=\frac{100}{\frac{q_1}{\delta_1}+\frac{q_2}{\delta_2}}\text{kg/m}^3$$

式中　q_1、q_2——磁铁矿和煤泥的重量百分数，%；

δ_1、δ_2——磁铁矿和煤泥的密度，kg/m^3。

一般一台重介质分选机，采用一个分选密度，生产浮物和沉物两种产品 如生产精煤、中煤、矸石三种产品，需用两台重介质分选机，分别用两个分选密度的重悬浮液进行

分选。如果原料煤中精煤量较多，矸石量较少又不易泥化，那么，第一台重介质分选机出精煤以及中煤、矸石的混合产品，第二台重介质分选机将第一台的沉物分为中煤与矸石两种产品。如果原料煤中矸石量较多或矸石易于泥化，也可以第一台出矸石以及精中煤混合产品，第二台将它分为精煤和中煤。

在工业上，重介质选煤由于各种因素的影响，因此达不到重液浮沉试验的精度，但分选效率优于跳汰选及其他选煤方法如摇床选、槽选等。因此，对于难选煤一般都应采用重介质选煤的方法。重介质选煤的入选上限大，易于实现自动化。但是，在重介质选煤时，颗粒在重悬浮液中沉降，由于粒度大小不一，其下沉速度相差悬殊，而且有水平流、上升流、下降流对下降速度影响，特别是煤泥的回收比较困难，因此，重介质选煤一般采用分级入选。13(或 6)mm 以上用重介质分选机，13(或 6) ~ 0.5mm 用重介质旋流器，脱出 0.5mm 以下进行浮选。现有的重介质旋流器的上限可达 50mm，有的采用一个重悬浮液密度而生产三种产品的三产品旋流器，使流程大为简化。

重介质分选机的处理能力按每米槽宽计算(见表 4 - 3 - 2)，重介质旋流器按直径大小计算(见表 4 - 3 - 3)。

表 4 - 3 - 2　斜轮和立轮重介质分选机每米槽宽的处理能力

入选粒度，mm	处理能力，t/(m.h)	入选粒度，mm	处理能力，t/(m·h)
300 ~ 50	100 ~ 120	300 ~ 13	60 ~ 80
300 ~ 25	80 ~ 100	100 ~ 6	50 ~ 60

表 4 - 3 - 3　重介质旋流器的处理能力

入选粒度，mm	不同直径的处理能力，t/台·h		
	ϕ = 500	ϕ = 600	ϕ = 700
13 ~ 0.5	40 ~ 45	50 ~ 60	70 ~ 80
25 ~ 0.5	45 ~ 50	60 ~ 70	80 ~ 90

使用重介质选煤，可达到高的选煤效率，若是易选煤尤其块煤，用重介质选煤比用跳汰选煤其效率高得并不多，而且分选某些煤种并不要求十分精确，同时重介质选煤还存在流程复杂，除了水外还有重介质回收，设备磨损虽有所改善仍较严重，故其应用仍逊于跳汰选。

二、重介质分选机

(一)斜轮分选机

图 4－3－20 为重介质斜轮分选机。原料煤由入料口给入,在槽内的精煤由六边形轮将浮煤拨出,经固定筛初步脱介后,进入脱介筛。沉物由倾斜 50°的斜提升轮提出,卸入脱介筛内。我国制造的 LZX 型斜轮重介质分选机的槽宽由 1.0m 至 5.0m 共八种,4～5m 槽宽的斜轮分选机可以排出粒度特大的矸石。重悬浮液由槽底和给料端两处给入,造成上升与水平两股液流。重悬浮液的循环量为每吨入料 0.7～1.0m^3,消耗磁铁矿粉每吨入料为 300～400g。

(二)立轮分选机

图 4－3－21 为德国制造的太司卡重介质立轮分选机,我国引进的为槽宽 4.5m 与 3.5m。立轮分选机的原料煤由入料口给入,浮起的精煤经刮板拨出,沉物由立式提升轮提起后,卸出。立式提升轮支于托轮上,在提升轮边缘有给链轮啮合的小棍,立式提升轮的转动由链轮传动在重悬浮液之外,磨损较小。

重悬浮液由给料端下方给入,形成水平流,约有 20%左右在分选槽下部排出造成下降流。提升轮由内,外两层构成,内层为筛板,外层设若干个悬浮液排放嘴,当嘴子朝下时,流出一部分重悬浮液,形成下降液流。由于有水平液流和下降液流,故可用较粗的磁铁矿粉(0.2～0.06mm 占 90%),而稳定分选密度,提高分选精度。这种分选机的重悬浮液循环量为每吨入料 1.2m^3,据范各庄选煤厂测定磁铁矿粉消耗为每吨入料 120～140g。

(三)刮板分选机

图 4－3－22 为美国制造的 DMS 刮板重介质分选机,该分选机由一个底部有一段平面和有一段斜面的槽子构成,原料煤的给入和精煤的排出是横向,精煤上浮由重悬浮液将其带出而不用刮板 矸石沉于槽底由刮板输送机沿槽底从纵向刮出,约有 10%的循环悬浮液由槽底给入,微弱的上升流既保持加重质不沉淀而且使矸石夹带的精煤上浮。原煤处理量 91t/h 至 728t/h,矸石排出量 228t/h,精煤溢流口可达 6.1m 宽。该机构造简单,维修方便,但是依靠溢流带出精煤循环重悬浮液量比较大。

三、重介质旋流器

(一)圆柱圆锥重介质旋流器

图 4－3－23 为圆柱体和圆锥体构成的重介质旋流器,旋流器原来是利用离心力场进行煤泥的分级和浓缩的设备,但利用重悬浮液作介质时,就成为重介质分选设备,当然

其结构有些不同。原料煤和重悬浮液在压力作用下，由切线进入圆柱体，在旋流器中形成两个方向的旋转液流，外层旋转液流是螺旋向下，通过底流口排出；内层旋转液流是螺旋向上，通过溢流口排出；旋流器中心轴处产生空气柱（见图 4－3－24）。原料煤给入时少部分小于溢流重悬液密度的颗粒进入内螺旋液流，而绝大部分颗粒在离心力作用下甩向边缘，沿着圆锥体斜壁在外螺旋液流中向下旋转运动，在浓缩作用的影响下，旋流器下部介质密度升高，一些低于分选密度的颗粒穿过上升内螺旋液流和下降外螺旋液流的分界锥面的介质层，进入内螺旋液流而上升；密度在分选密度附近的颗粒在界面附近来回运动，经过进一步分选，有的进入上升液流，有的进入下降液流；高于分选密度的颗粒就集中于底流口排出。由于离心力的作用，往往底流的重悬浮液密度高于给定密度，溢流的重悬液密度低于给定密度，因此，重介质旋流器所用的加重质粒度较细，使底流和溢度的密度差值缩小，降低磁铁矿消耗。圆柱圆锥重介质旋流器的锥角一般为 20°，旋流器倾斜 10°安装，内部衬以耐磨材料碳化硅或合金铸铁，这种衬里是可以更换的。

重介质旋流器的给料，一般有三种方式：一是原料煤由斗式提升机，重悬浮液用泵，同时给入定压箱；二是原料煤和重悬浮液混合后用泵给入旋流器，介质泵的给料桶设有中心套管，重悬浮液一半给入桶内、另一半和原料煤一起给入中心套管，三是原料煤自流给入，重悬浮液用泵同时给入定压箱。

圆柱圆锥重介质旋流器的圆柱直径有 500、600、700mm 三种，处理量为 50、75、100t/h，重悬浮液循环量为 3.2m^3/t，磁铁矿粉消耗量低于 1kg/t。

（二）圆筒形重介质旋流器

重介质旋流器可制成圆筒形（见图 4－3－5），安装时呈 25°～30°倾斜。用泵将工作重悬浮液从圆筒下部沿切线压入圆筒（60～150kPa 即 0.6～1.5kg/cm^2）形成一股上升的空心旋涡流，物料靠自重（及少量悬浮浓）从空心旋涡给入，轻产品由下部排出，重产品由上部排出。圆筒形旋流器可以降低给料高度。

（三）三产品重介质旋流器

三产品重介质旋流器（见图 4－3－26）是由一台圆筒形旋流器和一台圆柱圆锥旋流器串联而成的。入料先进入圆筒形旋流器，选出精煤以及中煤和矸石混合物的重产品；经第一段旋流器的浓缩作用，使第二段旋流器的重悬浮液密度提高，混合物重产品进入高密度重悬浮液的第二段再进行中分选。如果溢流管选择得适当的情况下，改变入料重悬浮液密度和第二段底流口直径两个参数，即可得到需要的分选密度。一般情况，第一段分选密度为 1.35～1.65，第二段分选密度为 1.80～2.20，溢流比分选密度低 0.1～0.15。

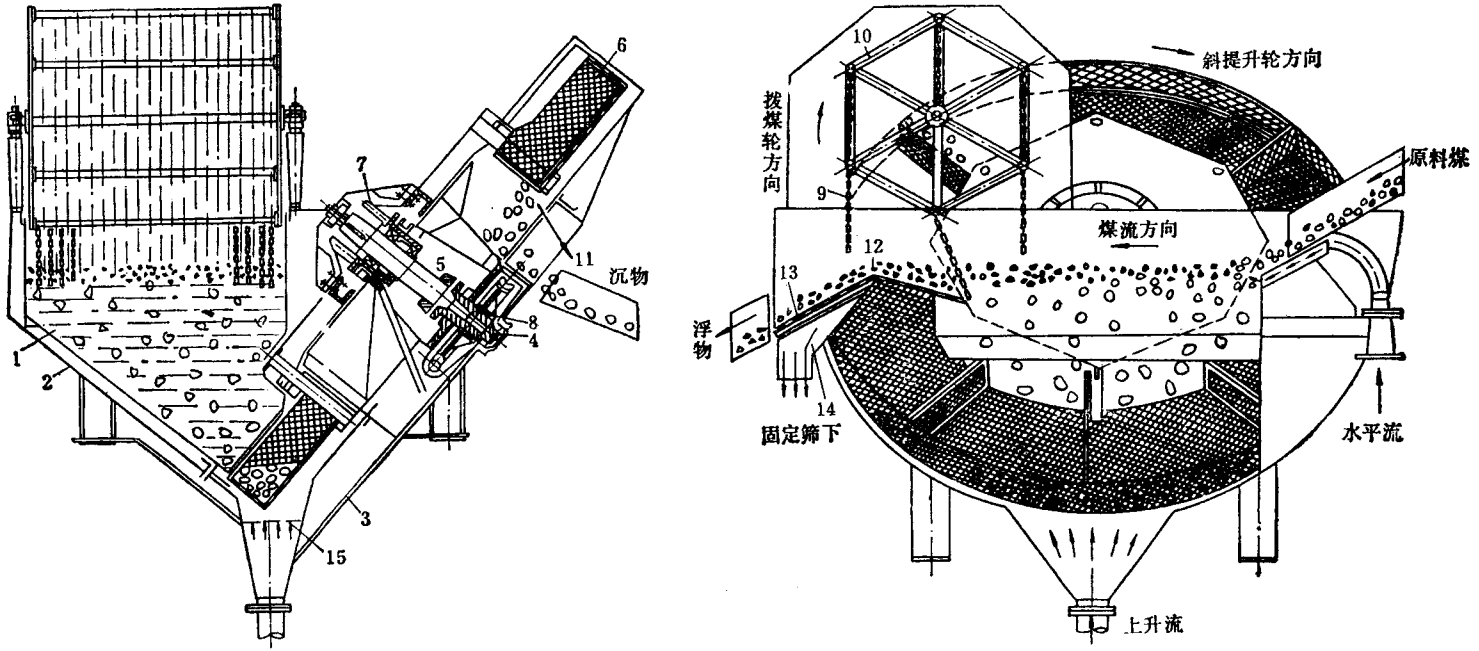


图 4-3-20　斜轮重介质分选机

1—槽箱；2，3—槽箱壁；4—斜提升轮轴；5—斜提升轮；6—勺板；7，8—轴承；9—链 子；10—拨煤轮；11—沉物排出口；12—溢流堰；13—固定筛；14—重悬浮液出口；15—给入槽箱中的重悬浮液

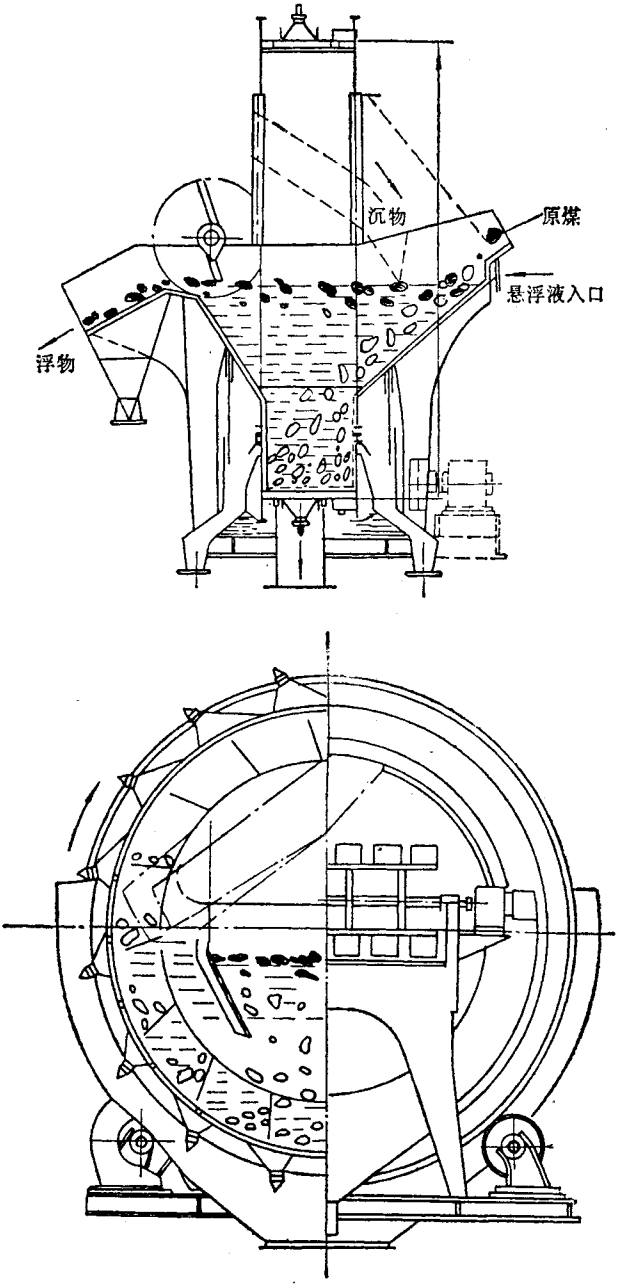


图 4－3－21　立轮重介质分选机

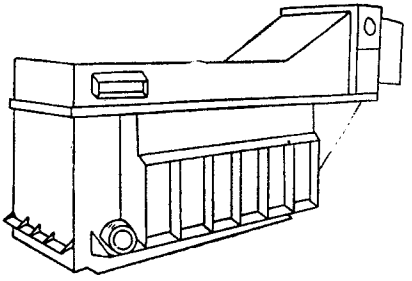


图 4－3－22　刮板重介质分选机

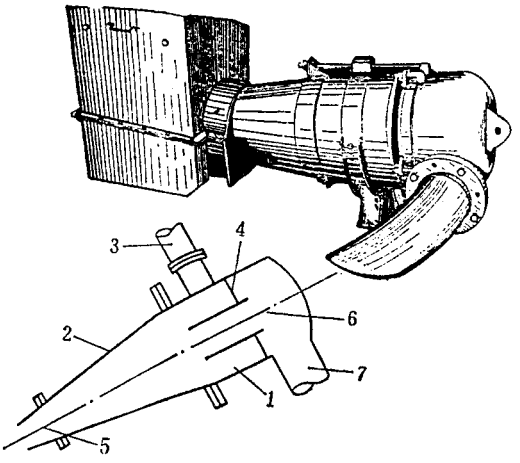


图 4－3－23　圆柱圆锥重介质旋流器

1—圆柱体；2—圆锥体；3—入料管；4—顶板；

5—底流口；6—插入管；7—溢流口

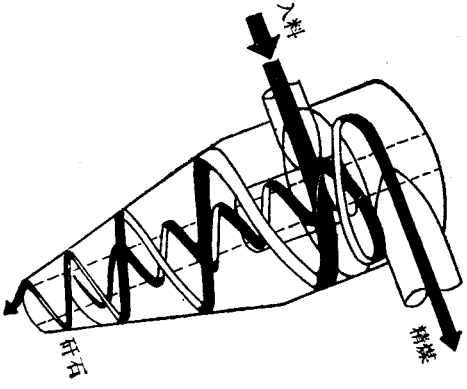


图 4－3－24　重介质旋流器选煤原理

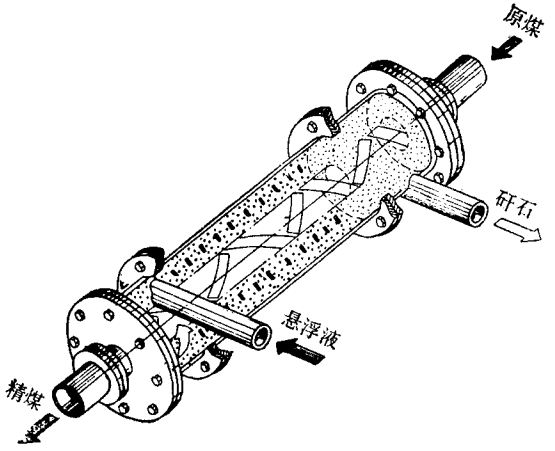


图 4－3－25　圆筒形重介质旋流器

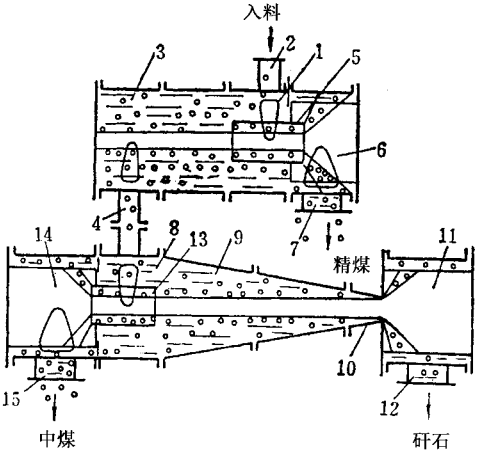


图 4－3－26　三产品重介质旋流器

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

运用三产品旋流器的一个重要前提是入料中 0.5mm 以下的煤泥越少越好，最好达到 2%左右；加重质粒度越细，一段、二段的分选密度相差越小，为了保证旋流器一、二段的分选密度，磁铁矿粉应保持比较粗的粒度，小于 20μm 的粒级不大于 5%～10%。三产品旋流器入选上限可以达 50mm；采用一个密度的重悬浮液，可得到精煤、中煤、矸石等三种产品，因而，简化了流程。

四、加重质的回收与复用

(一)加重质的准备

现在都使用磁铁矿粉作为加重质,各种粒度的原料煤及不同的重介质选煤设备对磁铁矿粉都有一定要求,《选煤厂设计手册》中建议磁铁矿粉中磁性物含量应在 95% 以上,选块煤时粒度小于 0.074mm 的含量不低于 80%;选末煤时粒度小于 0.04mm 的含量不低于 80%。一些选矿厂的磁铁矿粉的质量能满足块煤分选机的要求,但两产品旋流器使用的磁铁矿粉粒度要求较细。若磁铁矿粉粒度过粗不符合需要,在用前需磨细,可用球磨机(或振动磨)磨细,磨后再进入旋流器分级,其溢流为粒度合格的加重质,底流回球磨机再磨。

(二)加重质的脱除

重介质选出的精煤、中煤、矸石都带有磁铁矿粉,一般情况是重悬浮液密度高的带走得多,煤的粒度细的带得多。重悬浮液先经固定筛或弧形筛脱除,然后进入直线双轴振动筛,第一段约占筛长的⅓作为脱除悬浮液用,第二段其余 2/3 作为冲洗加重质,矸石和中煤一般可用循环水冲洗;为了减少污染降低精煤灰分,先用循环水冲洗再用清水冲洗。对于块煤脱介,可用双层筛面直线振动筛,第一层为 13(25) mm 的筛孔,第二层筛孔 0.5mm 的条缝筛对于末煤脱介,则用单层直线振动筛,一般用 0.5mm 的条缝筛板。固定筛或弧形筛的筛下以及第一段脱介筛的筛下作为合格介质,可以直接复用;第二段因被冲洗水稀释,筛下为稀介质,这部分重悬浮液经过磁选脱除煤泥和粘土而成为合格介质。

(三)悬浮液的分流

分流的目的是清除循环悬浮液中的煤泥和粘土。由于原料煤的筛分、脱泥等作业的效率不高,或在分选过程中产生破碎和泥化造成悬浮液中煤泥和粘土的积聚,使悬浮液的粘度增加,分选效果变坏,因此,要从循环悬浮液中分出一部分进行净化。对于不同的重介质选煤系统,其循环悬浮液中允许的煤泥量是不同的。如果最终产品带走的煤泥和原料煤中煤泥在数量上达到平衡时,而且悬浮液的粘度在允许范围以内,则可以不进行分流。为了控制浓介质的添加量也常用分流的办法。分出一部分入合格介质系统,另一部分回浓介质贮存系统。

(四)磁选

对磁铁矿粉回收用磁选的方法。磁选机分顺流式、逆流式。所谓顺流式、逆流式就是指原料的流向与圆筒的转向相同或相反。永磁就是永久磁铁。永磁式磁选机常用的磁块有锶铁氧体和钡铁氧体。逆流式磁选机的磁力作用时间较长(见图 4 - 3 - 27),尾矿

中损失磁性矿物较少。

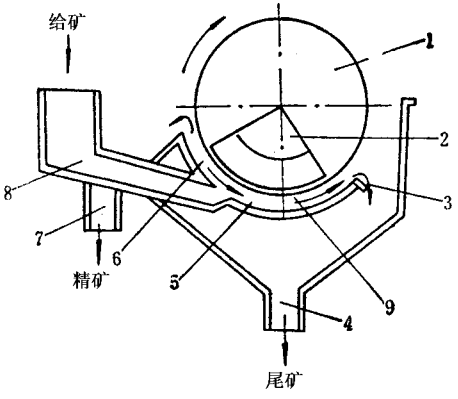


图 4－3－27　逆流式磁选机工作原理

1—圆筒；2—磁系；3—溢流堰；4—尾矿箱；5—分选槽；6—脱水区；7—精矿溜槽；8—给矿箱；9—扫选区

(五)净化流程

浓缩磁选流程(图 4－3－28)需要净化的稀介质，先经浓缩，浓缩的底流再经一段或二段磁选，这样可以减少磁选机的负荷，但是，该流程的浓缩机溢流中含有较多的细煤泥和细磁铁矿粉，如不经磁选而流走，浓缩机溢流量又大，就有部分进入煤泥水系统，造成磁铁矿粉的损失较大。

中间分级的二段磁选流程(图 4－3－29)需要净化的稀介质，大部分直接先经一段磁选，一段磁选精矿去合格介质桶，其尾矿与分流介质一起经旋流器分级后，旋流器底流进行二段磁选，旋流器溢流和二段磁选精矿进入浓缩机，经浓缩后进入合格介质系统。

直接磁选流程(图 4－3－30)需要净化的稀介质和分流介质一起直接去磁选系统，取消了耙式浓缩机和分级旋流器。这种流程比较简单，稀悬浮液在回收过程中的滞留时间较短。采用直接磁选的先决条件是要有处理能力较大的磁选机。

在磁选时，块煤重介选的精煤、中煤、矸石，其脱介筛下的煤泥质量相差不多，因此将三者稀悬浮液混合起来，一起去磁选净化回收，采用共用的流程。对于用重介质旋流器分选的精煤和中煤或矸石，其细粒煤泥的灰分相差很多，而且要回收精煤脱介筛下低灰分煤泥，因此采用各种产品各自独立的分开的悬浮液净化回收流程。为了减轻磨损，最好是一段不经泵输送直接进行磁选，在空间不够时，将一段磁选尾矿用泵打到二段磁选。

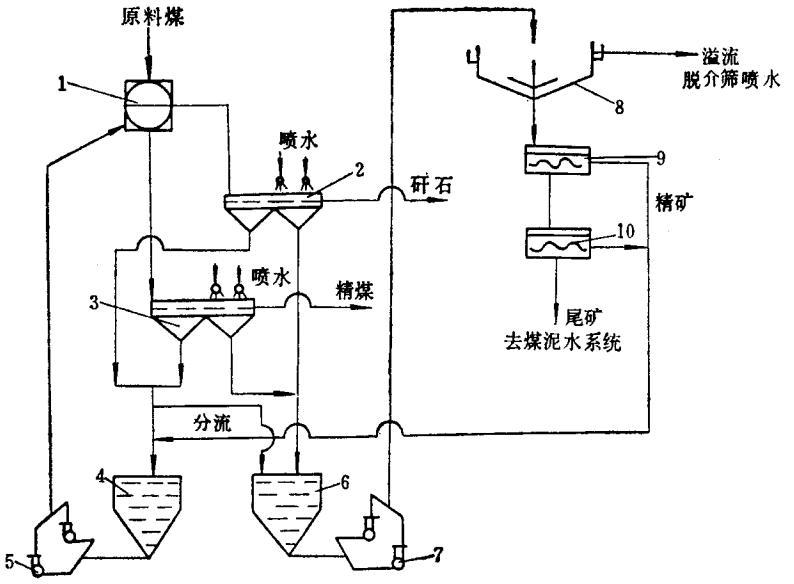


图 4－3－28　浓缩磁选流程

1—块煤重介质分选机；2—精煤脱介筛；3—矸石脱介筛；4—合格悬浮液桶；5—合格悬浮液泵；6—稀悬浮液桶；7—稀悬浮液泵；8—ϕ6m 耙式浓缩机；9—一段磁选机；10—二段磁选机

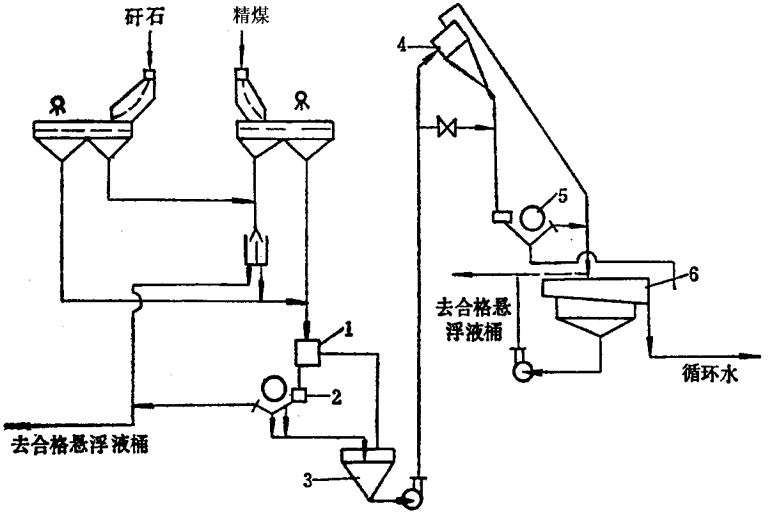


图 4－3－29　中间分级的二段磁选流程

1—磁选机的分流箱；2、5—磁选机；3—稀悬浮液桶；4—分级旋流器；6—浓缩机

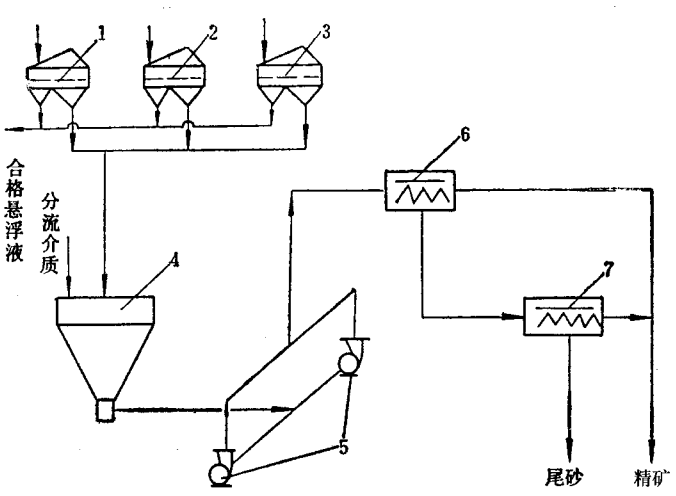


图 4－3－30　直接磁选流程

1—精煤脱介筛；2—中煤脱介筛；3—矸石脱介筛；

4—稀悬浮液桶；5—稀悬浮液泵；6、7—磁选机

重悬液的密度检测和调节在我国使用的有水柱平衡式、双管压差式、放射性同位素式等。密度检测装置测得的重悬浮液合格介质的密度，若高于要求的密度则往合格介质桶加清水稀释；若低于要求的密度则停止加水，待浓度高的磁选精矿和补加磁铁矿粉将密度达到合格。重介质桶的液位常用 γ 射线料位计、压差式液位计、电极式液位计和浮标式液位计等。重悬浮液的密度和重介质桶的液位实现了自动检测、调节，这样重介质选煤较易实现工艺调节的自动化。

第三节　其它选煤方法

一、选煤槽选煤

选煤槽选煤是基于江河冲积的原理。煤和矸石受水流冲洗时，密度大、粒度大的首先沉下，粒度小的密度居中或粒度大而密度小的后沉下，而密度小的物料将随水流冲走。当然选煤槽不仅是水流的作用，而且还有摩擦力的影响，煤块与槽箱的摩擦力较小，而矸石块呈扁平状与槽底接触面大摩擦力较大，因而矸石比煤块滑动的慢。在选煤槽里选

煤，物料的粒度大小，将产生很重要的影响，所以块煤选煤槽（图 4－3－31）的末精煤应用末煤选煤槽（图 4－3－32）再选。

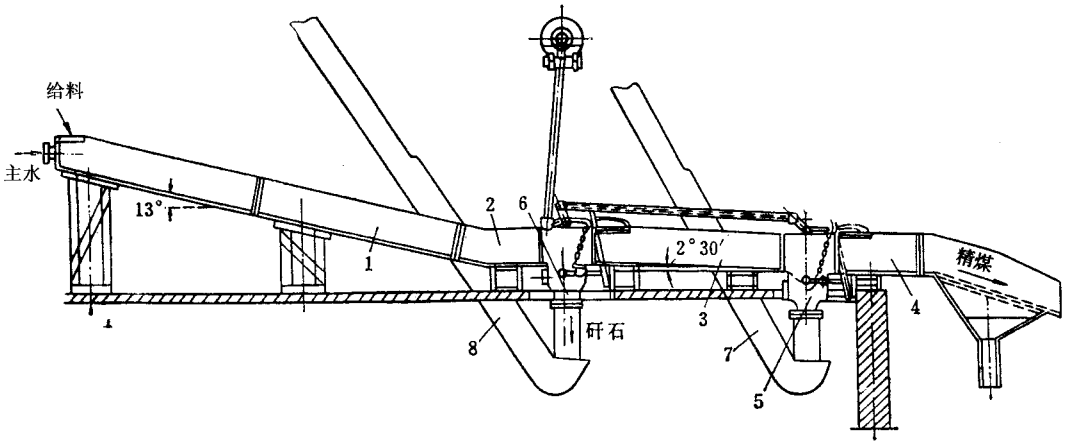


图 4－3－31　块煤选煤槽

1、2、3、4—槽身；5、6—排料箱；7、8—斗式提升机

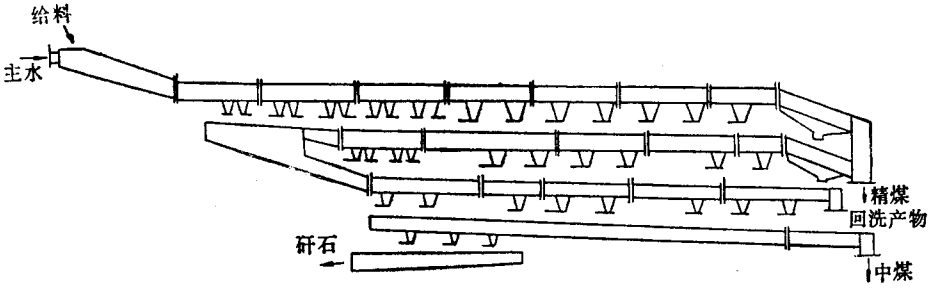


图 4－3－32　末煤选煤槽

选煤槽选煤具有设备简单，动力消耗小，处理量大的优点，但是选煤槽的分选效果较差，现在一般选煤厂都不再采用。但是对于精煤质量要求不高的土法选煤厂还是可以采用的。

二、摇床选煤

摇床选煤的工作原理如图 4－3－33 所示。在给料槽给入原料煤，同时在给水槽中加水，床面上设有隔条而形成的小槽，摇床的传动机构使摇床产生不对称的往复运动，当前进时由慢到快，后退时由快而慢。原料煤给入后，颗粒密度较小的，越过床条被水流冲走；密度大的沉在底部，在播床差动运动影响下，沿着隔槽前进。床条安排一定角度，轻

产品被水淘洗冲出格槽，而重产品沿着槽底向尾端移动。颗粒跳越格槽时，也产生干扰下沉的作用。在摇床的每个部位，其产品质量是不同的，可根据具体情况，将产品分隔为精煤、中煤、矸石、黄铁矿等。

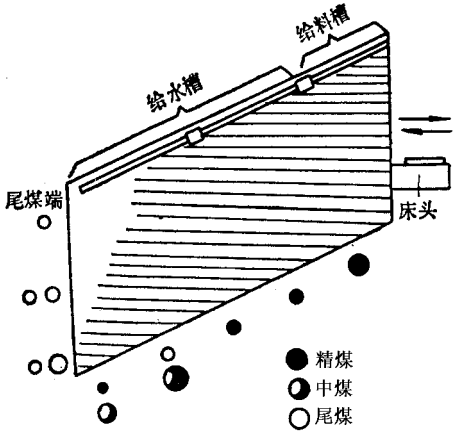


图 4－3－33　摇床选煤的工作原理

摇床可以处理 19～0mm 的原料煤，最常处理的 3～0mm 级。摇床分座式和悬挂式。双层摇床分选 19～0mm 级的原料煤时，处理量为 30t/台·h，而处理 3～0mm 级时只 15t/台·h 左右。因摇床单位面积处理量小，这是影响普遍使用的一个重要因素。近年来，使用了悬挂式多层摇床(图 4－3－34)，发展到 4 层，甚至 6 层，用以提高单位建筑面积的处理量。

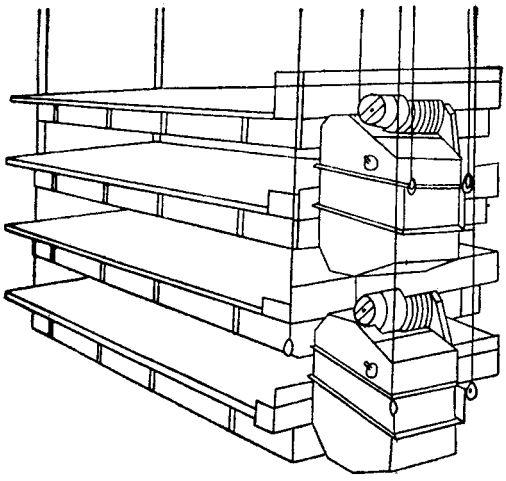


图 4－3－34　悬挂式四层摇床

三、斜槽选煤

近年来，运用斜槽处理露天、矿井和矸石山的脏杂煤和含矸超过 50% 的原煤，其结构如图 4－3－35 所示。原料煤由漏斗给入，水从矸石斗式提升机尾部给入，原料煤在斜面上升水流中分选。由于高为 100～170mm，相互距离为 250mm 的上、下调节板，形成了上升流和下降流的作用，也产生中间密度级的循环。精煤由斜槽头部溢出，矸石由斜槽尾部沉入斗式提升机，斜槽长度为 5m 左右，倾角为 48°～52°。斜槽选煤机用水量较大，如果原料煤处理量均匀，用水量可以达到 3.5～4.3m^3/t 如处理量不均匀，每吨原料煤用水量达 5～6m^3。原料煤处理量由 25～50t/台·h 至 100～200t/台·h。

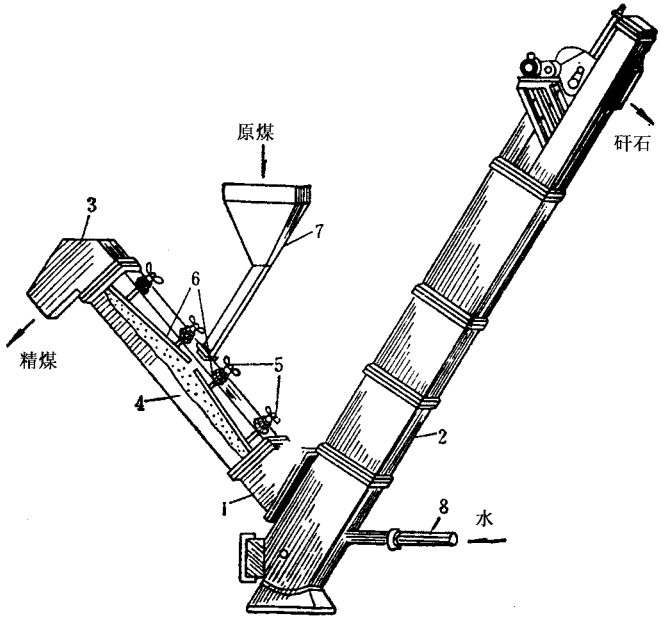


图 4－3－35　斜槽选煤机

1—连接槽；2—脱水斗式提升机；3—精煤溜槽；
4—矩形机体；5—调节螺栓；6—调节板；7—原料煤漏斗

四、水介质旋流器选煤

水介质旋流器(图 4－3－36)选煤是以水为介质，节省了重悬浮液的制备、脱除和回收系统。水介质旋流器有多种形式，分单锥和多锥角，它与重介质旋流器主要不同点是水介质旋流器的锥角较大。单锥水介质旋流器常用锥角为 75°，如分选物料中矸石较多

则选用锥角为 90°。复锥的Ⅰ锥角为 130°、Ⅱ锥角为 56°、Ⅲ锥角为 30°。若分选中煤和矸石其锥角稍有变化。旋流器直径为 350～700mm，分选上限为 12～50mm 的原料煤，有效分选下限为 0.2mm，入料压力为 0.1～0.2MPa，旋流器的直径增大所需的入料压力增加，一般入料浓度控制在 8%～15%比较合适。

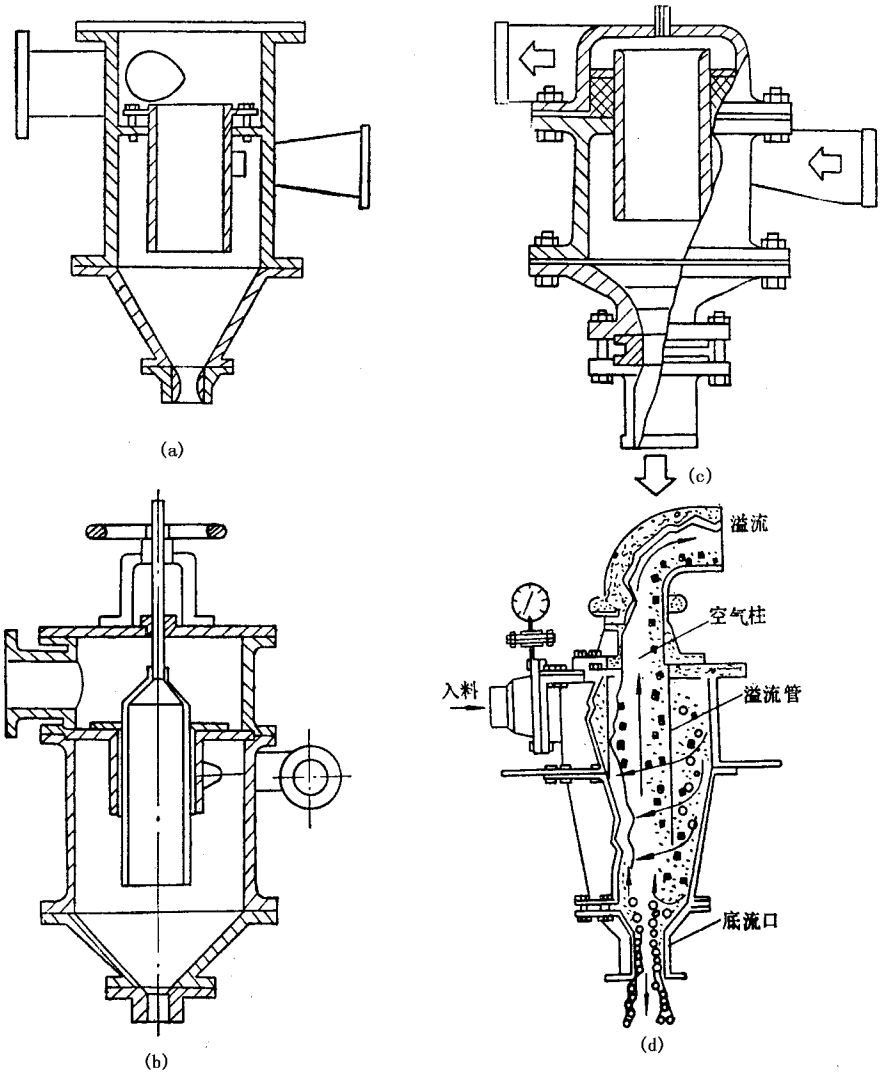


图 4－3－36　水介质旋流器的结构

a—DSM 旋流器；b—我国水介质旋流器；c—CWC 复锥旋流器；d—克莱布斯旋流器

水介质旋流器单个的分选效率不高，但可以多次分选或和重介质旋流器，浮选配合可减少重介质分选和浮选入料的数量，以降低其成本。若与摇床配合降低精煤中黄铁矿

硫是有效的。

五、滚筒选煤机选煤

由比利时引进的滚筒选煤机如图 4－3－37 所示。它是一个内壁焊有螺旋片的圆筒，螺旋片高 100mm，设置两条螺旋。滚筒向前倾斜 8°左右，滚筒选煤机的入料粒度是 100～0mm，对 6mm 以下的粒级分选得不十分精确，但可以脱除其中的大量矸石。入料给于滚筒选煤机内的中部，同时加入适量的煤泥水，滚筒由电动机驱动旋转，进行选煤。加入煤泥水目的是起'重悬浮液'的作用，密度为 1.14～1.25。密度小的精煤，被水流冲起越过螺旋片由前方排出，进入筛分机脱水脱泥 密度大的矸石，沉在底部被螺旋运向后方排出。

使用滚筒选煤机的设备流程如图 4－3－38 所示。

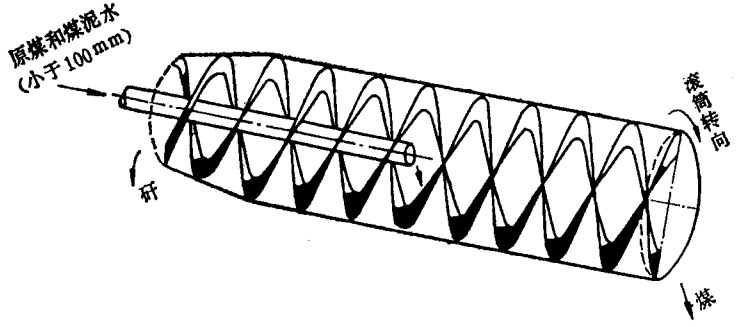


图 4－3－37　滚筒选煤机

六、螺旋分选机选煤

螺旋分选机原应用于选矿，近年来被引用于选煤。螺旋分选机的结构如图 4－3－39 所示，图中表示的是一条螺旋，但实际生产上运用的有双头螺旋、三头螺旋。螺旋分选机的工作原理与一般的平直斜面溜槽不同，其液流在向下的同时还有横向的环流（见图 4－3－40）。入料由机头给入，在离心、向下液流的作用下，得到分层。矸石、黄铁矿密度高的矿物质沉至下层，在下层向内环流的作用下逐渐向内流动 密度较低的煤浮在上层，在上层向外环流作用下逐渐向外流动。煤和矸石、黄铁矿按密度的不同得到分选，在螺旋分选机尾部区分开来。密度大的集中靠近中心轴，密度小的在外部边缘，密度居中的在螺旋溜槽中部。

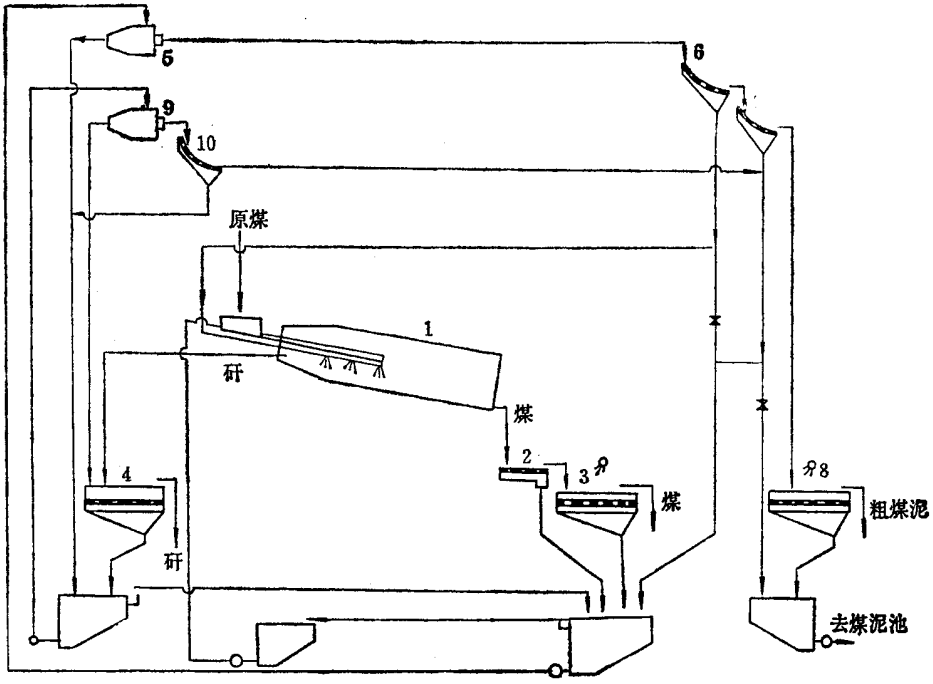


图 4－3－38　使用滚筒选煤机的设备流程图

1—滚筒选煤机；2—固定筛；3、4、8—脱水筛；5、9—旋流器；6、7、10—弧形筛

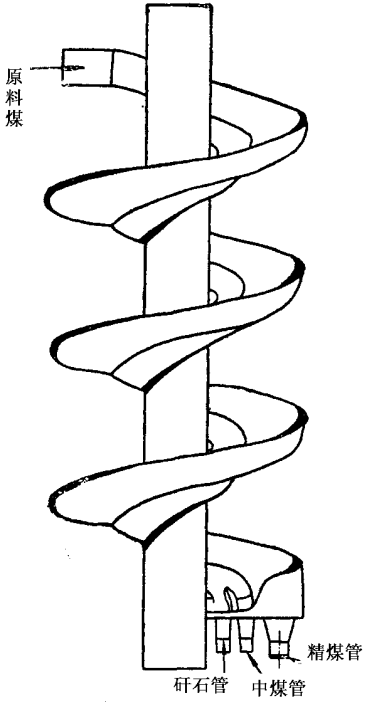


图 4－3－39　螺旋分选机

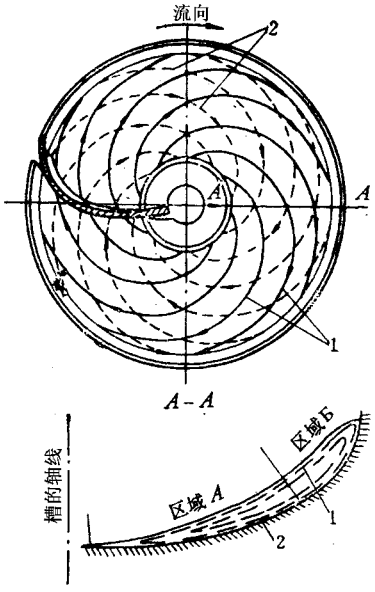


图 4－3－40　螺旋槽中的环流

1—上层水流移动轨迹；2—下层水流移动轨迹

第四节　选煤流程的分析

选煤流程取决于原煤的牌号，原煤的质量，尤其原煤的粒度组成和可选性，也决定于市场上对品种煤的需求情况，以及矿井和选煤厂的能力，煤炭企业的收益等等。现分析原煤粒度为大于 0.5mm 的选煤流程。

一、筛出粉煤、块煤入选

该流程适于无烟煤，其块煤灰分高，末煤直接筛出供民用型煤如王平村选煤厂（见图 4－3－41）或气煤，其块煤灰分高，末煤供热电厂如兴安台选煤厂（见图 4－3－42）。动力煤选煤厂一般都采取这种流程。

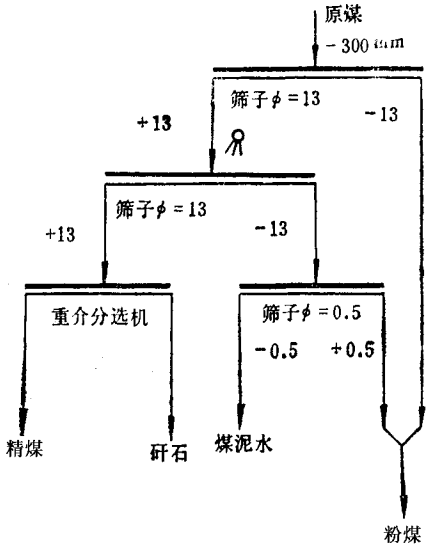


图 4-3-41　块煤重介质选(王平村选煤厂)

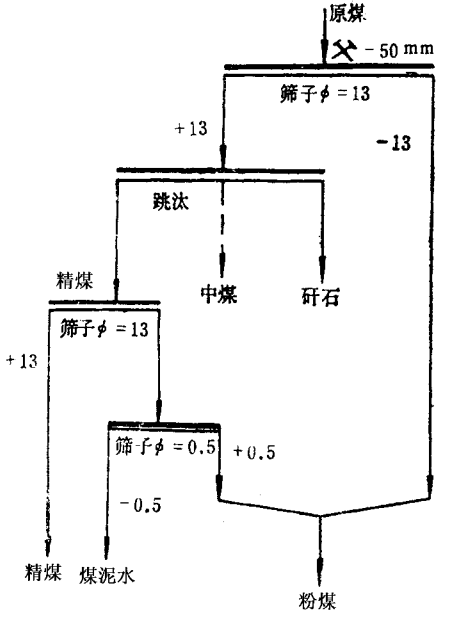


图 4-3-42　块煤跳汰选(兴安台选煤厂)

当原煤水分高,使用 13mm 筛孔筛分机筛分效率低,筛上又混入小于 13mm 的粉煤较多时,可以先用干筛,再用湿筛,湿筛的筛下物回收后掺入干粉煤中。筛分粒度为 6mm

时，可用琴弦筛分级。当块煤用重介质分选时，上限可以不限（小于 300mm），下限可达 13（25）mm，以取消人工手选。若采用跳汰机选块煤，其上限不能超过 100mm，一般使用 50mm，大于 50mm 的矸石如含量较少，可用检查性拣矸而将大块全部破碎入选，如煤、矸硬度相差较大，可用选择性破碎机。

二、不分级跳汰

不分级跳汰（图 4－3－43）是我国炼焦煤选煤厂普遍采用的流程，一般配备主选机，再选机，主选中煤进入再选机再选。有的主选中煤破碎（到 13mm 或 6mm）后可释放出一部分精煤，故设有中煤破碎工序。这种流程简单，易管理。不分级跳汰的效果对于末煤较差，特别是 3mm 以下的末煤更是如此。末原煤可选性较块煤好的情况下，采用不分级跳汰有其优越性。

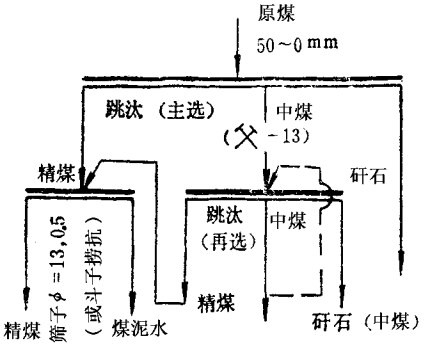


图 4－3－43　不分级跳汰（大屯、唐山等选煤厂）

不分级入选，不除尘也不脱泥。因井下为了安全，原煤采取洒水防尘，故原煤的外在水分较高，除尘是不可能的。由于脱泥筛的筛板维护工作量大，煤泥的粒度不易保持，而且煤泥在洗选过程有一定的分选作用，可以降低煤泥的灰分，给浮选提供便利条件，因而可采取不脱泥入选。

对于主选中煤需不需要到再选跳汰，这是一个值得研究的问题。从现在看来，同一种设备（如主选用跳汰机，再选还用跳汰机）进行中煤再选，生产精煤，其分选效率是不高的。若由经济收益上考虑，中煤去再选机生产混煤较为合适。有的选煤厂再选跳汰机生产混煤（图 4－3－44），主选机的中煤排放质量如只有主选的流程操作方法，主选中煤到再选机第一段中排除矸石，使轻产品灰分降低到 32％以下，作为洗混煤销售。再选机第二段揭去筛板作为捞坑，洗混煤可走最终中煤系统。

三、分级跳汰

分级跳汰(图 4－3－45)的入选原煤可用湿式筛分。一般用水冲溜槽将煤送入跳汰机。该流程比较复杂,当 +13mm 及 13～0.5mm 级可选性相差较大的情况下,分级入选对提高分选效率是有帮助的。分级入选的选煤厂,经常遇到原煤中块煤、末煤比例不均匀,使生产的操作、管理造成困难。大于 13mm 的原煤,进行跳汰其效率还是不低的,因此,采取块煤重介、末煤跳汰似乎没有必要,只有块煤特别难选,才用块煤重介质选。

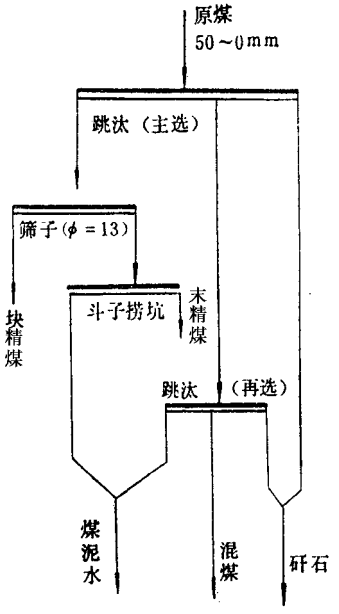


图 4－3－44　不分级入选,再选机生产洗混煤(邢台选煤厂)

四、块煤重介、末煤跳汰

这一流程(图 4－3－46)基本上是分级入选,不过用块煤重介质分选机(立轮、斜轮)代替块煤跳汰机。块煤重介只有扩大入选上限,代替人工拣矸才有优越性,这时先选出矸石比较合适。

五、跳汰粗选、末精煤重介精选

跳汰机生产的精煤,进行筛分,块精煤作为最终产品,末精煤再经重介质旋流器精选,出低灰精煤(图 4－3－47)。这个流程比较灵活,可以出中块,也可以降低末精煤灰

分。适合于气煤生产动力用的中块和低灰分炼焦精煤。一般跳汰机精煤分选密度在1.45～1.6kg/L较为正常，分选密度低于1.4kg/L分选效果就不佳；从精煤粒度上分析，块精煤的分选密度低（如1.40～1.45），末精煤的分选密度高（如1.50～1.60）。而重介质旋流器的分选密度达1.30～1.40kg/L，可降低炼焦精煤的分选密度，在洗中块作动力、化工用时，其分选密度可以提高（如1.70～1.75）。跳汰粗选、末精煤重介精选流程，当中块供动力、化工使用时，跳汰机与重介质旋流器各自发挥其优势，相互配合，取得更好的效果。采用重介质旋流器精选跳汰末精煤时，只用一个低密度悬浮液，但磁铁矿粉粒度应该较细。

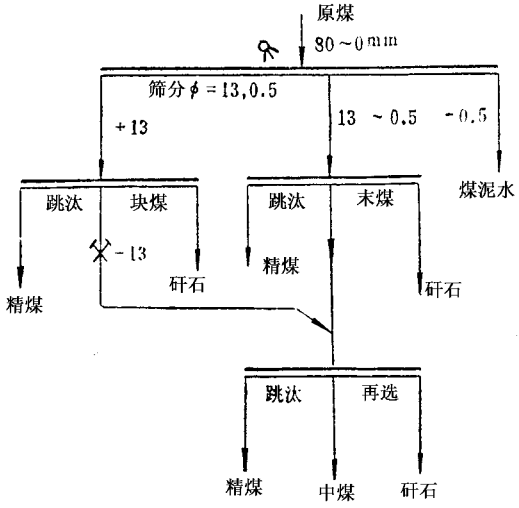


图4－3－45　分级跳汰（望峰岗选煤厂）

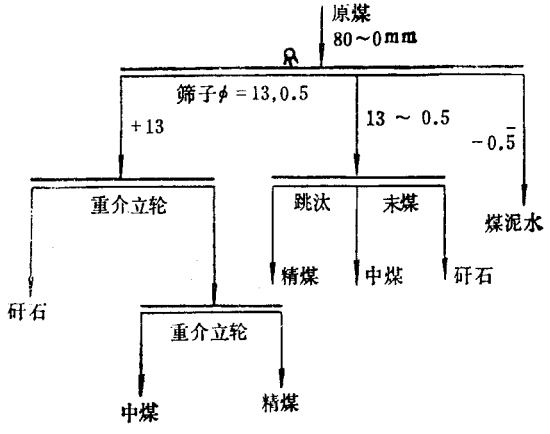


图4－3－46　块煤重介、末煤跳汰（范各庄选煤厂）

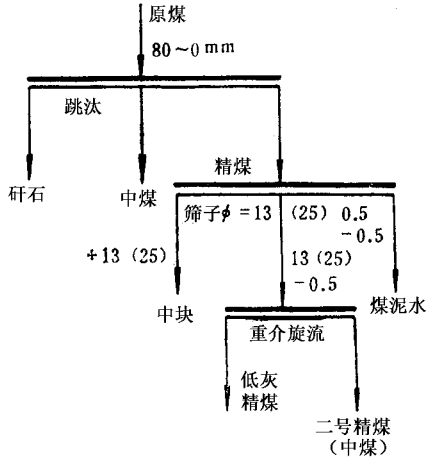


图 4－3－47　跳汰粗选、末精煤重介精选(兴隆庄选煤厂)

改造现有跳汰炼焦煤选煤厂,降低其精煤灰分,是改造重要内容之一。如果块精煤灰分低于末精煤灰分,则可将末精煤用重介质旋流器精选。如果块精煤灰分高于末精煤灰分,且块精煤破碎后可以释放出一定数量的低灰分精煤,则可将块精煤破碎后,与末精煤混合,再用重介质旋流器精选。

六、全重介质选煤

全重介质选煤能得到最好的选煤效果,可对极难选煤进行分选。全重介质选煤有两种情况:一种是块煤用重介质分选机(斜轮或立轮),末煤用重介质旋流器,采取两个分选密度的重悬浮液,产出三种产品(图 4－3－48);一种是三产品旋流器,用一个密度的重悬浮液,产出三种产品(图 4－3－49)。

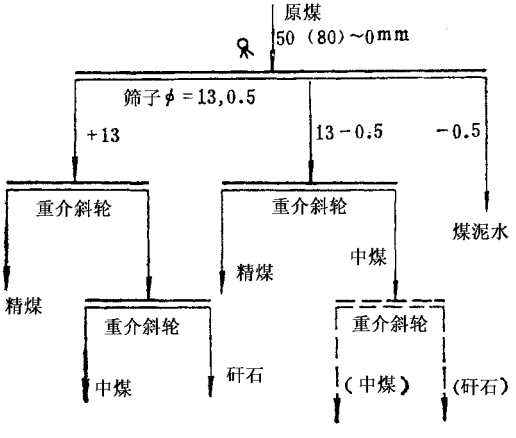


图 4－3－48　块煤重介分选机、末煤重介旋流器(田庄选煤厂)

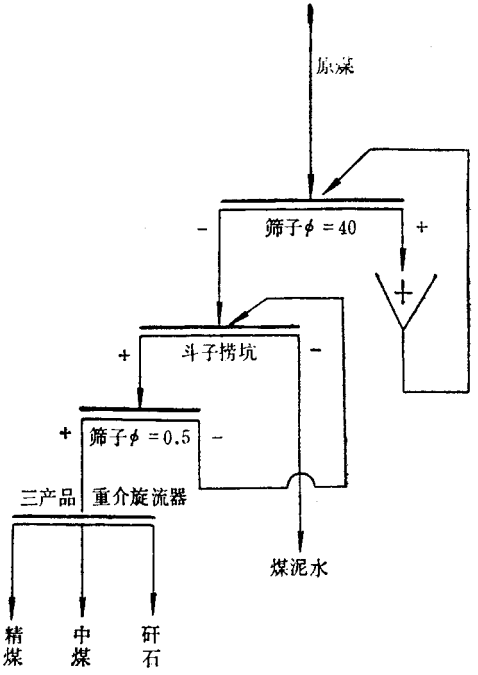


图 4－3－49　三产品重介质旋流器(晋阳选煤厂)

七、跳汰中煤用重介质再选

范各庄选煤厂采用重介质旋流器作再选(图 4－3－50)较比用跳汰机作再选分选的效率高。可以使用一个分选密度,将主选中煤中的精煤选出。汪家寨选煤厂用重介质立轮分选再选跳汰机的中煤。以上两者加重质均用矿铁矿粉。

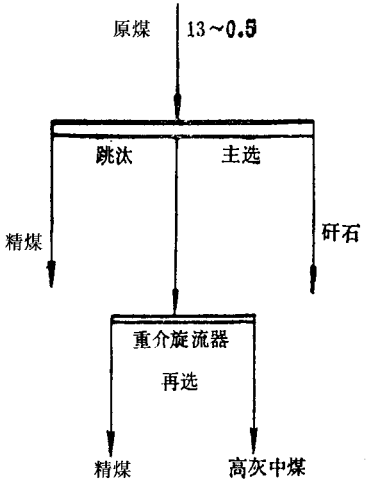


图 4－3－50　跳汰中煤用重介质再选(范各庄选煤厂)

马家沟选煤厂用重介质旋流器作再选，加重质用浮选尾矿，从最终中煤中选除矸石得到混煤；而且浮选尾矿本身也在旋流器中分选，尾矿中密度大、灰分高的随底流（矸石）一起排走，不再回收。省去了加重质的回收与复用。

八、跳汰选煤时，摇床回收黄铁矿

在原煤中含有较多黄铁矿时，应将黄铁矿选出。图 4－3－51 为跳汰选煤时，摇床回收黄铁矿流程。块状黄铁矿在跳汰机中选出，粒度较小的黄铁矿用摇床分选。因黄铁矿单体分离的需要，采用 4mm 的闭路破碎。采用旋流器分选细粒黄铁矿也获得较好的效果。

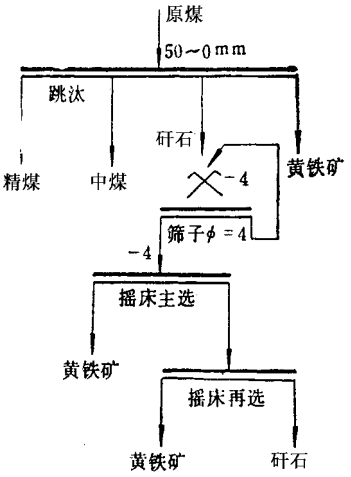


图 4－3－51　跳汰选煤时，摇床回收黄铁矿

在研究流程时，要因地制宜地考虑多品种生产，除了动力、化工精煤多出粒级产品，外，现在再选机经常采用不出中煤，出混煤，有条件时还将混煤筛分成洗混块和洗混末；矸石灰分较低时，可以将 8mm 以下的筛出，作沸腾煤，可提高块矸石灰分；有条件时，洗矸也可以再选，从洗矸中回收部分沸腾煤，提高废弃矸石的灰分。

第四章　选煤厂生产检查

生产检查包括日常生产检查、月综合试验、商品煤质量检查和日、月报表。这些工作既能反映生产过程质量指标的变化，又能及时了解销售煤质量情况。

第一节　日常生产检查

为了调节生产，评定各班生产成绩，分析生产情况，按规定项目进行的快速检查、班检查和日综合称为日常生产检查。它着重对加工原料煤，各种中间产物和操作条件进行快速检查，目的是为了指导生产操作，控制生产指标。日常生产检查的特点是快速报出结果。因此操作比较简单，允许采用的试验方法的精密度稍低一些，允许利用同一原始煤样进行多种试验。

日常生产检查试验项目包括快速测灰、快速浮沉、测流量、测浓度、计量等。这些检测项目的试验方法前面几章已经介绍，这里不再赘述。

选煤厂日常生产检查内容、试验项目和要求应根据选煤厂生产工艺流程、煤质特征和生产特点制定，绘制出生产检查流程图，标明采样点、计量点、试验分析项目等。

日常生产检查的项目应考虑完全，否则即使反映出生产中的问题，也很难分析问题产生的原因。日常生产检查虽然采用快速检查方法，但必须严格执行有关采制样和化验的规定，必须有健全的日常生产检查规程和制度，严格执行。

一、快速检查项目及目的

(1)对重选主、再选精煤(分台)、浮选精煤和煤泥回收筛精煤每 40 ~ 60min 和 1 ~ 2h 测一次快灰,浮选入料和尾煤每 2 ~ 8h 测一次快灰。目的是为了严格控制精煤中间产物的质量,以保证最终精煤合格。分台重选精煤的快灰结果配合快浮结果,可了解重选设备的工作情况,指导重选司机及时调整操作。通过对浮选入料、精煤、尾煤灰分、配合入料、尾煤浓度和用药量的测定,可指导浮选司机的操作。

(2)对入选原料煤、主、再选精煤、中煤、洗矸分别做快浮试验。入选原料煤每 2 ~ 4h 做一次三级浮沉,主、再选精煤每 30 ~ 40min 做一次三级浮沉,中煤每 1 ~ 2h 做一次一级或三级浮沉,矸石每 2 ~ 4h 做一次一级或三级浮沉。快速浮沉试验目的是根据快浮和快灰结果分析产物污染和损失,及时指导选煤司机的操作。用精煤快浮指标可估计精煤的灰分,以便用中煤快浮指标和中煤排量可估计精煤在中煤产物中的绝对损失和矸石对中煤的污染,用洗矸快浮指标和洗矸排放量来估计精煤和中煤在洗矸产物中的损失以及洗矸排放量是否合适。

原料煤浮沉试验中,小于 1.50kg/L 密度级应定期测定快灰,其灰分结果有助于选煤司机用浮沉指标估计精煤灰分。尤其当浮沉指标符合要求,而精煤灰分不合格时,有可能就是因小于 1.50kg/L 密度级物料灰分有所改变而致。

(3)最终精煤在装仓前每 40 ~ 60min 测一次快灰,目的是决定入仓的仓位,预测精煤灰分,以保证销售精煤质量合格和稳定。

(4)洗水浓度根据需要进行抽查或定时测定。洗水浓度小于 80g/L 可以每班测 2 次,即接班后 1h、4h 各一次。洗水浓度大于 80g/L 或更高,每小时测定一次或测定更勤一些。洗水浓度是跳汰选煤一项重要的操作条件指标,掌握洗水浓度的变化,一方面可以了解细煤泥在循环水中的积聚情况,另一方面洗水浓度增高将会使细粒煤的分选效果变差,因此应进一步采取措施,使细粒煤泥进出平衡。

(5)悬浮液密度采用密度级连续测定。重介选煤厂的重介质分选机的工作介质、稀介质和浓介质的密度应连续测定,以便及时进行调整使重介分选机生产出质量稳定的产品。重介系统添加的磁铁矿粉要计量,以了解加重质的消耗。这项工作可由重介选煤司机自检或自动检测。

(6)浓缩、澄清设备的入料、溢流和底流,煤泥沉淀池的入料、溢流、浮选入料、尾煤,离心脱水机的离心液,过滤机的滤液都应按要求测定浓度。对出厂煤泥水要测流量,记录放水时间,计算出煤泥的流失和水的流失。

表 4－4－1　快速检查试验项目、试验用煤样质量及试验间隔时间

煤样名称		试验项目	试验用煤样质量或体积	试验时间间隔
入选原料煤		快速浮沉	3～5kg	2～4h
重选	精煤	快速浮沉	2kg	30～40min
		快速灰分	2kg	40～60min
	中煤	快速浮沉	2kg	1～2h
	矸石	快速浮沉	3～4kg	2～4h
再选原料煤		快速浮沉	4～5kg	抽查
入仓精煤		快速灰分	3kg	40～60min
浮选、煤泥回收筛精煤		快速灰分	2～3kg	1～2h
浮选入料、尾煤		快速灰分	0.5kg	2～8h
洗水		固体含量	1～4L	抽查
浮选入料		固体含量	1L	1h
尾煤水		固体含量	1L	8h
浓缩设备入料、溢流、底流		固体含量	1L	根据需要测定
煤泥沉淀池入料、溢流		固体含量、灰分	1L	根据需要测定
粒级煤		限下率	100kg	根据需要测定

二、班检查和日检查

快速检查所采取的煤样，按规程缩分出一部分留作班、日、月综合煤样，分别做班、日、月综合试验和分析，供分析班、日、月生产情况。班、日、月检查项目可参照表 4－4－2 制定。班检查和日检查的灰分测定应采用国际方法。

(一)班检查

(1)入选原料煤和各种选煤最终产品班积累煤样做灰分测定。根据需要还可做入选原料煤低于分选密度的上浮物灰分测定。

(2)浮选入料、精煤、尾煤及煤泥回收筛精煤班积累煤样做灰分测定。

(3)煤泥分选机的原料、精煤、尾煤的班积累煤样做灰分测定。

表 4－4－2　选煤厂的班、日、月检查项目

煤样名称		试验项目				子样量小质量或体积	采样最大间隔时间/min	月试验煤样最小质量/kg	备　注
		×班	××日		××月				
入厂原料煤			灰分		计算灰分	5kg	20		含矸率抽查
手选大块煤			灰分		计算灰分	5kg	20		作最终产品时才进行试验
手选矸石		含煤样	灰分		计算灰分	5kg	20		检查性试验
筛选厂各类产品		灰分	灰分		筛分试验		20		按粒度上限确定子样质量
入选原料煤		灰分 浮沉	计算灰分		筛分浮沉	5kg	20	600～800	
洗选精煤	－50mm －13mm	灰分	计算灰分		筛分浮沉	2kg 1kg	20	500 300	
中煤矸石洗混煤	－50mm －13mm	浮沉 灰分	计算灰分		筛分浮沉	2～3kg 3～4kg 1kg	20	500～800 300	
浮选	入料、尾煤、精煤	灰分	计算	灰分、固体含量灰分	筛分	1L	30	2	
煤泥回收筛精煤		灰分	计算灰分			2～3kg	60		
洗水		计算固体含量			计算固体含量	1L	120		
煤泥沉淀池入料			计算灰分		筛分	1L	120	2	
煤泥沉淀池溢流			固体含量		计算固体含量	1L	60		每 10 天作一次在生产时间内至少采 6h
煤泥沉淀池煤泥			灰分		计算灰分	1kg	视销售情况定		每 5 天作一次
最终精煤、离心脱水机和脱水筛脱水后精煤、浮选精煤、干燥糟煤、浮选尾煤过滤机或压滤机滤饼		水分				同上	同上		抽查 华北、东北、西北各厂在冬季每班测定
原煤和中间产物		水分				同上	同上		抽查
尾煤耙式浓缩机溢流、底流			固体含量		筛分	1L	120	2	

煤样名称	试验项目			子样量小质量或体积	采样最大间隔时间/min	月试验煤样最小质量/kg	备　注
	×班	××日	××月				
筛下水、滤液、离心液		固体含量	筛分	1L	120		抽查
选煤厂排放水		固体含量	筛分	1L	监测频率按生产周期定，生产周期在8h的，每2h采样一次；生产周期大于8h的，每4h采样一次；对于间段性排放水，每次排放时均要采样		

注：生产时间不足1h时，除精煤外不作班积累样。

（二）日检查

（1）用加权平均或算术平均方法计算入选原料煤、洗选最终产品和中间产物的灰分；洗水、沉淀池溢流的固体含量；浮选入料和尾煤的固体含量；浮选和煤泥分选机原料、精煤、尾煤和煤泥回收筛精煤灰分。

（2）检查当日入厂原料煤的分煤层（主要对露天开采的多煤层）或分矿的比例。

第二节　月 综 合

为了分析、评定、总结每月选煤生产情况和主要技术指标完成情况，制定下一步工作和生产计划所进行的一个月积累煤样的试验和分析称为月综合试验。月综合试验结果作为厂的技术资料存档。

月综合报告应包括以下七个方面的内容。

一、选煤厂主要技术经济指标完成情况

（1）精煤产量（t）——说明完成商品煤量情况。

（2）精煤产率、精煤数量效率、中煤中精煤损失率、矸石中精煤损失率（%）——说明精煤回收情况，数量效率高低。

（3）精煤灰分、精煤（商品煤）灰分批合格率、稳定率、精煤水分、离心机产品水分、过滤机产品水分（%）——说明精煤质量情况。

（4）全员效率、生产工效率[（t原料煤）/工]——说明劳动生产率高低。

(5)成本[元/(t 精煤)]、加工费[元/(t 精煤)]、利润(万元)——说明经济效果。

(6)设备完好率(%)、机电事故影响生产时间(次/h)——说明设备状况。

(7)消耗 清水耗[m^3/(t 原煤)]、电耗[度/(t 原料煤)]、药耗[kg/(t 入浮于煤泥)]、介耗[kg/(t 重介原煤)]——说明辅助材料消耗情况。

(8)煤泥(包括尾煤)出厂量(t)、煤泥(包括尾煤)出厂率(%)——反映在厂内用机械回收煤泥的不完善程度。

(9)损失(%)——反映煤的流失情况。

二、选煤产品平衡表

选煤产品平衡表按表 4－4－3 格式及内容填写。

表 4－4－3　选煤产品平衡表

品名	含实际全水分产品		商品产品		折合后平衡量		产率 /%	灰分 /%
	数量 /t	水分 /%	数量 /t	规定水分 /%	数量/t	计量水分 /%		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
	来自实际产品检斤数	来自实测水分	(2)×$\frac{100-(3)}{100-(5)}$	来自产品目录(精煤为计量水分)	(2)×$\frac{100-(3)}{100-(7)}$	(5)栏精煤水分	$\frac{(5)}{(6)\text{栏入选原煤}}$	来自化验结果
一、入厂毛煤	100000	5.5	—	—	—	—	—	
二、入选原料煤	96800	5.5	—	—	96290	5.0	100.00	
1.精煤	60220	12.0	55783	5.0	55783	5.0	57.93	
2. 中煤	18242	11.4	18160	11.0	17013	5.0	17.67	
3. 煤泥	5818	25.7	5818	26.0	4550	5.0	4.73	
4. 洗矸	19532	10.2	—	—	18463	5.0	19.17	
5. 损失	—	—	—	—	481	—	0.50	
三、选矸	3200	5.5	—	—	—	—	—	

三、月综合试验

月综合试验用煤样是从日常生产检查煤样的班累积样中缩取并累积起来的。试样

最小质量见表 4－4－2。通过筛分试验和浮沉试验对入选原料煤和选煤产品的质量进行分析。试验、分析方法均应执行有关的国家标准，前几章中已介绍。

(1)入厂原料煤来源表。

(2)筛选厂的最终产品进行筛分试验，其筛分粒级应与分级筛的筛孔相同。

(3)入选原料煤和洗选最终产品(精煤、中煤、矸石等)作筛分浮沉试验。筛分粒级一般为四级，其中一级与中煤破碎或洗小块的粒度相符，即 25mm 或 13mm，其他两个筛孔分别为 3mm 和 0.5mm。原料煤作全密度级浮沉(密度为 1.30kg/L、1.40kg/L、1.50kg/L、1.60kg/L、1.80kg/L、2.00kg/L)，分选密度左右的浮沉级别为 0.05kg/L，无烟煤选煤厂应增加 2.20kg/L 密度级。对产品则可适当简化，用两个或三个密度级即可，其中一个密度级为精煤的分选密度，另一个密度级是 1.80kg/L，每半年进行一次全级浮沉。

(4)浮选和煤泥分选机原料、精煤、尾煤都应做小筛分试验。煤泥分选机原料和产物，每季做一次小浮沉试验。当浮选入料发生明显变化时或出现尾煤灰分过低时，应及时做分步释放浮选试验。

(5)入选原料煤和最终精煤中 <0.5mm 级做小筛分试验，中煤和矸石中 <0.5mm 级每半年做一次小筛分试验。入选原料煤中 <0.5mm 级(包括自然级和浮沉煤泥)做小浮沉试验。

(6)每季测定并计算最终精煤的数量和质量指标及其构成，测出主选、再选、煤泥回收筛、浮选精煤等占最终精煤的百分比和灰分。

(7)由日检查结果用算术平均法算出洗水和煤泥沉淀池溢流水的固体含量和灰分。

四、本月全厂出勤人员统计表

本月全厂出勤人员统计表要分车间统计，计算劳动效率。

五、选煤停工时间统计表

选煤停工时间统计表应按造成停工原因分类进行统计，找出停工的主要原因，提出解决措施。

六、选煤成本表

七、本月生产情况分析及建议

根据以上各方面的月综合资料，做出本月生产情况分析及建议。

月综合中入选原料煤和产品试验分析资料，代表了选煤厂各作业产物的混合物的分析结果，依靠这些统计资料能够帮助我们发现日常生产中存在的问题和改进生产的方向。但具体工艺上的改进还需要进行一些设备、作业和生产系统的检查和试验工作。

第三节　不定期检查项目

过滤机、压滤机、离心脱水机的产物和滤液、离心液，煤泥筛入料、筛上物、筛下物，煤泥沉淀池的入料和溢流都应按需要测定固体含量或水分，并作小筛分试验。

第四节　商品煤数量和质量的检查

商品煤在装车的同时要进行数量、质量检查和采样。商品煤数量检查的结果作为商品煤量的计算基础，质量检查的结果作为供需双方结算煤价的依据。商品煤样的采取应严格执行 GB/T 475—1996《商品煤采取方法》，并按国标制样、化验，分析项目应包括全水分、灰分或发热量、硫分等。同时应分旬、月、年统计出主要产品的批合格率和稳定率。

商品煤量由轨道衡计量后。

第五节　选煤厂的日报表、月报表

一、日报表

日报表中应列出当日和累计的入厂原料煤、入洗原料煤、选煤产品的数量、产率、灰分、水分、发热量、洗水固体含量、入洗原料煤密度组成。冶炼精煤还要列出当日和累计的计划产量、产率、灰分、水分、发热量、硫分。可参照表 4－4－4。

二、月报表

按国家煤炭管理部门颁发的统计报表填写。其中选煤产品质量应填销售产品的灰分、水分、发热量和硫分，矸石应填生产灰分。见表 4－4－5、表 4－4－6。

表 4-4-4 选煤厂生产日报

年 月 日

洗煤生产										产品销售									
		当日	本月累计			当日	本月累计					当日	本月累计			当日	本月累计		
入洗原煤	计划入洗量/t			生产精煤	产量/t					计划销售量/t	××精煤			××精煤					
	实际入洗量/t				灰分/%					实际销售量/t									
	毛煤灰分/%				全水分/%					灰分/%									
	原料煤灰分/%				产率/%					全水分/%									
其他洗煤	洗混煤灰分/%			浮选	入料灰分/%					发热量/MJ·kg^{-1}									
	××灰分/%				精煤灰分/%					全硫分/%									
	××灰分/%				精煤水分/%					销售量/t	××煤			××煤					
	洗矸灰分/%				尾煤灰分/%					灰分/%									
密度组成/%		$r_{-1.5}$		$r_{1.5\sim1.8}$		$r_{+1.8}$		压滤机滤饼		全水分/%									
入洗原料煤								灰分/%		进厂原煤	矿	矿	矿	矿	合计		本月累计		
跳汰机溢流口精煤								水分/%		吨数/t									
洗混煤								洗水固体含量		灰分/%									
洗矸								g/L		全水分/%									

设备运转		生产时间/h		停产时间/h						消耗/kg·t^{-1}	
		当日	本月累计	检修	机械事故	电气事故	仓满	欠煤	其他	重介质	
	夜班									起泡剂	
	白班									捕收剂	
	中班										
	总计										

负责人：

表 4－4－5 炼焦煤选煤厂洗选产品数量、质量平衡表

单位名称：　　年度　　月

		本月										本月止累计									
		含实际全水分数量/t	商品煤产品数量/t	折合后数量/t	产率/%	灰分/%	灰分量/t	全水分/%	水分量/t	全硫分/%	硫分量/t	含实际全水分数量/t	商品煤产品数量/t	折合后数量/t	产率/%	灰分/%	灰分量/t	全水分/%	水分量/t	全硫分/%	硫分量/t
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	入厂毛(原)煤总计																				
2	一、入洗原煤合计																				
3	(一)洗出产品小计																				
4	1. 炼焦洗精煤																				
5	(1)冶炼用炼焦精煤																				
6	(2)其他用炼焦精煤																				
7	2. 洗粒级煤																				
8	(1)洗中块																				
9	(2)洗小块																				
10	(3)洗其他粒级煤																				
11	3. 洗选煤																				
12	(1)洗混煤																				
13	(2)洗末煤																				
14	(3)其他洗选煤																				

		本月										本月止累计									
		含实际全水分数量/t	商品煤产品数量/t	折合后数量/t	产率/%	灰分/%	灰分量/t	全水分/%	水分量/t	全硫分/%	硫分量/t	含实际全水分数量/t	商品煤产品数量/t	折合后数量/t	产率/%	灰分/%	灰分量/t	全水分/%	水分量/t	全硫分/%	硫分量/t
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
15	4. 中煤																				
16	5. 煤泥																				
17	6. 其他产品																				
18	(二)洗耗小计																				
19	1. 洗矸石																				
20	2. 其他洗耗																				
21	3. 损失																				
22	二、选矸石(不计量矸石)																				
入洗原煤来源	矿井名称	合计		矿		矿		矿		矿		矿		矿		矿		矿		矿	
	数量/t																				

单位负责人： 审核人： 制表人： 填表日期： 年 月 日

说明 L

1. 入厂毛(原)煤总计(1行):指报告期内进厂的包括矸石的数量。
2. 产品(17行):指黄铁矿、筛余煤等。
3. 其他洗耗(20行),指除洗矸石(19行)和损失(21行)外的各种洗耗(如:尾煤、劣质煤、选矸以及灰分大于40%的煤泥等)均列入此行内。
4. 产率(4栏):以3栏2行"一、入洗原煤合计"为母项。
5. 关于洗选产品的灰分量和水分量的计算,规定如下:
   ①灰分量的计算:是按折合后(3栏)的各种洗出量乘以各自洗出量的实际灰分(5栏)。
   ②水分量的计算:是按各实际全水分(1栏)的各种数量乘以各自的实际全水分(7栏)。

表 4-4-6 动力煤选煤厂洗选产品数量、质量平衡表

单位名称：　　年度　　月

		本月										本月止累计									
		含实际全水分数量/t	商品煤产品数量/t	折合后数量/t	产率/%	灰分/%	灰分量/t	全水分/%	水分量/t	全硫分/%	发热量/MJ·kg^{-1}	含实际全水分数量/t	商品煤产品数量/t	折合后数量/t	产率/%	灰分/%	灰分量/t	全水分/%	水分量/t	全硫分/%	发热量/MJ·kg^{-1}
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	入厂毛(原)煤总计																				
2	一、入洗原煤合计																				
3	(一)洗选、筛选产品小计																				
4	1. 洗选产品小计																				
5	(1)其他用洗精煤																				
6	(2)洗粒级煤																				
7	其中:洗块																				
8	(3)洗选煤																				
9	(4)其他洗选产品																				
10	2. 筛选产品小计																				
11	(1)筛块																				
12	(2)其他洗选产品																				

		本月										本月止累计									
		含实际全水分数量/t	商品煤产品数量/t	折合后数量/t	产率/%	灰分/%	灰分量/t	全水分/%	水分量/t	全硫分/%	发热量/MJ·kg⁻¹	含实际全水分数量/t	商品煤产品数量/t	折合后数量/t	产率/%	灰分/%	灰分量/t	全水分/%	水分量/t	全硫分/%	发热量/MJ·kg⁻¹
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
13	(二)洗(筛)耗小计																				
14	1.矸石																				
15	2.其他洗(筛)耗																				
16	3.损失																				
17	二、不计量矸石>50mm																				
入洗原煤来源	矿井名称	合计		矿		矿		矿		矿		矿		矿		矿		矿		矿	
	数量/t																				

单位负责人： 审核人： 制表人：: 填表日期： 年 月 日

说明：

1. 入厂毛(原)煤总计(1行)：指报告期内进厂的包括矸石的数量。
2. 入洗原煤(2行)：指毛煤经过选矸后的数量。
3. 洗块(7行)：包括洗出的特大、大、中、小、混块之和。
4. 洗选煤(8行)：包括洗原煤、混、末、粉煤。
5. 其他洗选产品(9行)：凡不属5、6、8行的产品均计入此栏内。
6. 筛块(11行)：包括筛出的特大、大、中、小、混块之和。
7. 其他筛选产品(12行)：包括粒煤、混末煤等。
8. 其他洗(筛)耗(15行)：指除洗矸石之外的洗(筛)耗，均计入此项内。
9. 产率(4栏)：以3栏2行"一、入洗原煤合计"为母项。
10. 关于洗选产品的灰分量和水分量的计算，规定如下：

①灰分量的计算：是按折合后(3栏)的各种洗出量乘以各自洗出量的实际灰分(5栏)。

②水分量的计算：是按含实际全水分(1栏)的各种数量乘以各自的实际全水分(7栏)。

第五章　煤泥的分选与回收

煤泥的分选、回收，洗水的处理，是选煤工艺流程中的一个重要环节，也是选煤厂生产技术管理的关键之一，这项工作的好坏，直接影响到选煤生产的各个方面。

煤泥，一般泛指 0.5mm 以下的煤粉，筛分浮沉试验时小于 0.5mm 的粒级（筛分试验 0.5～0mm 级及浮沉试验时冲洗下来的煤泥）统称为煤泥。但是，在实际生产中，煤泥含有大于 0.5mm，甚至大达 3mm 的煤粒。煤泥有原生煤泥，即原煤中本身带来的煤泥，决定于煤质硬度和采煤方法；还有次生煤泥，决定于煤质硬度和选煤工艺，尤其受煤和矸石的泥化性质影响很大。次生煤泥的产生，受水泵、砂泵对煤泥水的循环输送和破碎作业的影响最为显著，其次是运输、贮存过程的摔落、挤压。现在选煤工艺除极少数的利用风力选煤外，一般都采用湿法选煤，湿法选煤用水量很大，过去设计是按处理 3～5m^3/t 原煤计算，在脱水的同时就会产生煤泥水，并带走煤泥。

洗水浓度、粘度增加，对选煤厂生产是极为不利的。

（1）恶化选煤过程。大大降低对细粒级煤的分选效率，使细粒精煤中混入大量细粒中煤和细粒矸石。

（2）恶化脱水脱泥过程。高灰分细泥污染精煤，提高精煤灰分；煤泥沾附中煤、矸石，降低中煤和矸石的灰分，造成煤炭资源的损失。对于使用 0.5mm 筛分机直接脱水的选煤厂，洗水浓度高将导致筛分机“跑水”现象。

（3）恶化水力分级和洗水澄清过程。洗水的浓度和粘度增加，提高分级过程的溢流粒度，使粗煤泥进入浮选；由于细煤泥沉淀效果不好，洗水浓度越来越高，细煤泥大量在洗水中循环积聚。为了保证选煤生产的正常进行，向循环水中添加清水稀释，但是过多地添加清水，造成水量不平衡，不得不向厂外排放煤泥水。

(4)恶化浮选过程。浮选尾煤灰分低的主要原因之一,是大于 0.5mm 的粗粒煤泥在浮选机中不上浮,沉入机底随尾煤排出,造成损失。

(5)恶化生产环境。煤泥水和浮选尾煤水的流失是选煤厂的重要污染源,堵塞河道,侵占农田,污染水源。煤泥池和尾煤池的水渗入地下污染地下水。沉淀池中煤泥和尾煤的挖、运、装,又需要很多劳动力,劳动条件差,强度大。煤泥流失损失资源,有碍文明生产,影响人民身体健康。

煤泥处理应从解决煤泥在洗水中循环积聚,解决洗水浓度和粘度入手,实现"煤泥厂内回收,洗水闭路循环"。回收的煤泥制成水煤浆作本企业的锅炉燃料和浮选精煤制成水煤浆实现以煤代油,不仅节约了煤炭资源,也是降低精煤水分的有效措施。

第一节　煤泥的分级

一、分级的必要性

末煤的精选,对各粒级、各种设备的分选效率是不同的。从图 4-5-1 可见,大致对 10~0.4mm的煤,重介质旋流器的效率高于末煤跳汰机,末煤跳汰机和摇床选煤相似;

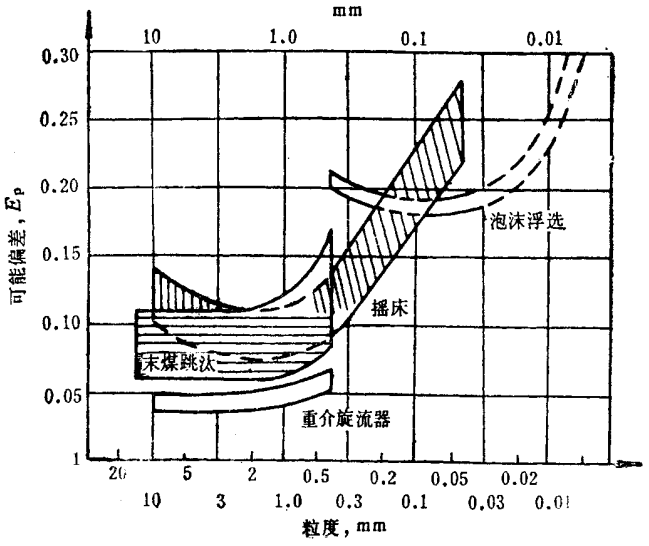


图 4-5-1　各种设备对各粒级的分选效率

几种设备对细粒度分选中，浮选的效率较低，但对小于 0.04mm 的煤还没有别的办法可以代替它 在 0.1～0.04mm 之间浮选的效率还是高于摇床的 而对 0.4～0.2mm 之间的颗粒，摇床的分选效率显然又高于浮选。

有了这么一个大致的概念，对细粒分选就有了相应的要求。因而，加深跳汰机的分选下限，降低浮选的入料上限，就有了更明确的必要性。由目前技术水平，跳汰机的分选下限较理想的情况可达 0.12～0.15mm。影响跳汰机对细粒度的分选效果的，主要是洗水浓度，煤泥的可选性和跳汰机的操作。“清水”选煤，煤泥本身的可选性好，采用较大风，较小水的跳汰操作制度，选煤下限就低。在跳汰机分选下限加深的情况下，应该将细煤泥送去浮选，一般浮选应处理 0.3mm 以下的煤泥。如果跳汰下限较差，和浮选上限衔接不起来，应设置粗煤泥分选工序，可采用摇床或螺旋分选机、水介质旋流器分选粗煤泥。煤泥的分级主要是根据跳汰分选情况，把重力选分选不好的细泥分出去，送去浮选，并严格控制其粒度上限。

二、分级设备

(一)角锥沉淀池

煤泥水进入角锥沉淀池(如图 4－5－2 所示)粗粒煤泥沉降入底流，细粒溢流。因其溢流进入浮选，因此，应控制溢流粒度。角锥池是按煤泥的沉降速度和煤泥水流速的配合进行分级的(见图 4－5－3)。颗粒如果在流出角锥池流动层之前，已沉入流动层之下，这个颗粒就进入底流。所以角锥之间不应设置隔板(只有角锥，上部没有分隔)，采用直流式较佳。角锥池是串联使用或并联使用，也是很值得研究的，往往串联使用时，虽流经的距离长了，但水流的流速快了，分级效果不理想。一般角锥沉淀池的能力按 15～20$m^3/(m^2 \cdot h)$煤泥水计算。

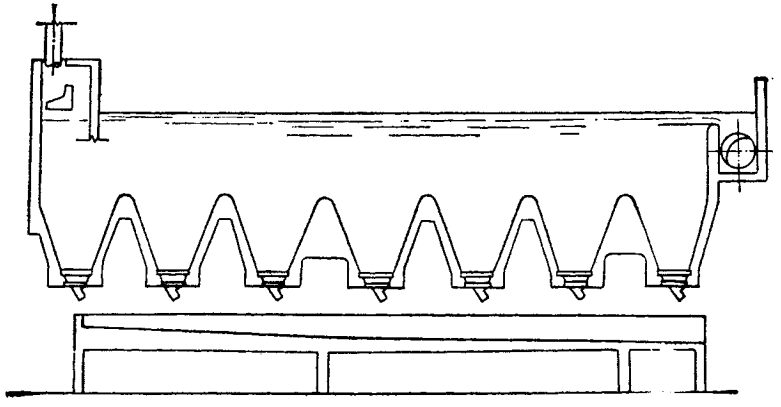


图 4－5－2　角锥沉淀池

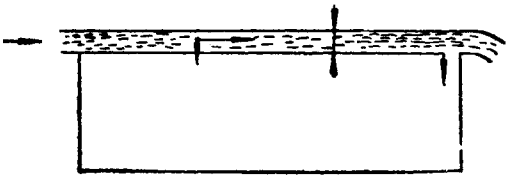


图 4－5－3　煤泥颗粒在平流水中沉降

(二)斗子捞坑

一般 13～0mm 的精煤和洗水一起进入斗子捞坑,斗子捞坑分出的细煤泥进入溢流送入浮选,粗煤泥和小于 13mm 的精煤一起沉淀,用斗式提升机捞出,这样沉淀效果较理想。如果入料为 3mm 以下物料,或浮选尾煤,其效果不佳,容易造成捞坑起拱,在侧边上沉淀堆积,影响细粒级的分级效果。斗子捞坑可分三种(见图 4－5－4):一种是斗式提升机下半段在坑内;一种是斗式提升机的机尾在坑外,而机体在坑内;一种是整个斗式提升机全部在坑外,而且将坑制成圆锥形。煤泥水在捞坑的流经距离比在角锥池的长度短,因此,采用中心入料加稳流圈或采用溢流隔板的办法(见图 4－5－5),在坑内造成上升水流,使煤泥在上升水流中分级。为了减少溢流层厚度,降低溢流粒度,可加长溢流边,采用一边至二、三边甚至四边溢流。如果溢流进入浮选(有的经过浓缩机),由于溢流层过薄,溢流粒度过细,并不是最合适的,这样导致浮选入料中粒度过细、浓度过低,而不利于浮选和过滤作业,这时可采取缩短溢流边,提高溢流粒度。一般斗子捞坑溢流送入浮选不应含有大于 0.3mm 的煤泥。由于斗子捞坑中有上升水流的作用,按密度分选更加显著,精煤捞坑的沉下产品产生一定的污染。斗子捞坑的处理量一般为 15～20$m^3/(m^2 \cdot h)$ 煤泥水量,它和斗子的提升量有关,必须保持勺斗不挂尖,表面有一层细煤泥,表明捞坑不积累物料,溢流中可以不含有粗粒。

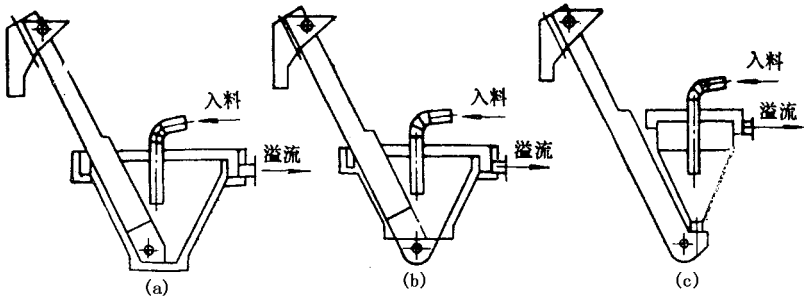


图 4－5－4　斗子捞坑

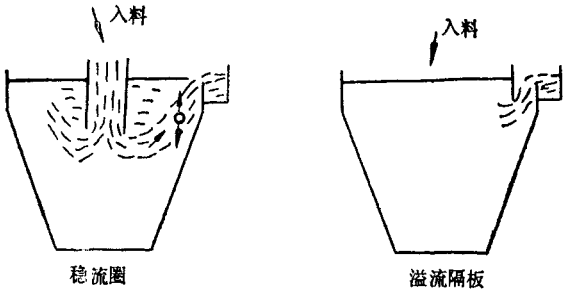


图 4－5－5　煤泥颗粒在上升水流中沉降

(三)永田式角锥池

为了减少角锥沉淀池的个数,提高沉淀效率,永田式角锥池在池面上设多个溢流槽;煤泥水给入角锥池中部,煤泥在上升水流中分级。因为有多个溢流槽,上升水流的速度减缓,有利于粗煤泥的沉淀(见图 4－6－6)。

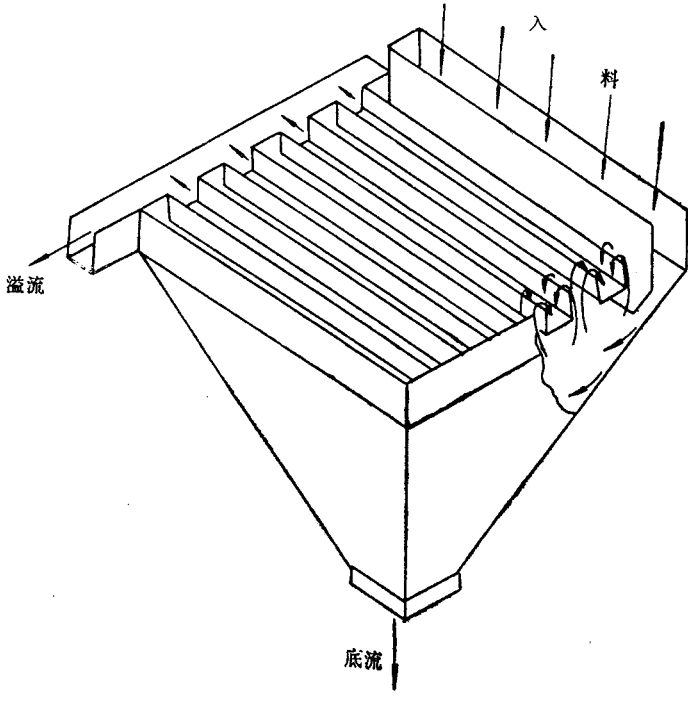


图 4－5－6　永田式角锥池

(四)倾斜板沉淀槽

倾斜板沉淀槽的原理,可用两个试管加以说明:一个试管垂直放置,煤泥的沉降距离

长；一个试管倾斜放置，煤泥的沉降距离短，煤泥沉到斜壁后，就成团下降；所以，倾斜试管比垂直试管提高沉淀效率。倾斜板沉淀槽（图 4－5－7）一般分为上升流式（a），下降流式（b）及既有上升流又有下降流（c）的三种形式。在上部结构上，又可分为封闭式和敞开式，如从生产管理上方便出发，以敞开式较好。

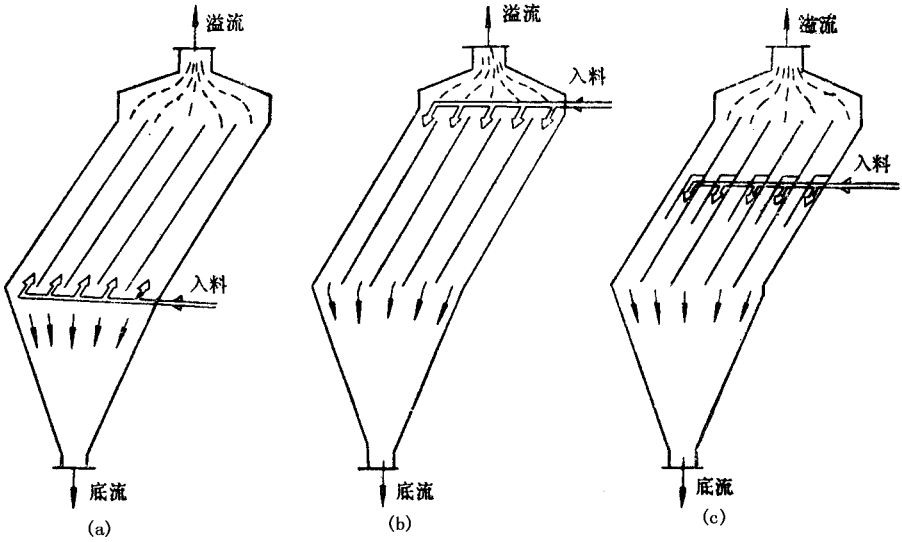


图 4－5－7　倾斜板沉淀槽的液流形式

倾斜板倾角 50°～60°，间隔 60～80mm，长 1.2～1.5mm，倾斜板的材料，采用塑料板、塑料复合钢板、钢化玻璃及涂环氧树脂的钢板等。倾斜板沉淀槽的处理量超过了角锥沉淀池，如把关河选煤厂可达 $73m^3/(m^2 \cdot h)$，分级粒度为 0.4mm。

（五）弧形筛

弧形筛的作用原理如图 4－5－8 所示，煤水流由切线方向垂直筛条给入筛面，水和细粒煤由于离心力作用由筛缝泄出。弧形筛的筛上物，含水较多，不能作为最终产品。一般弧形筛弯成 60°弧形（也有的 180°），其曲率半径为 0.5～1.5m，筛缝为 0.5～0.75mm，一般认为筛下水中煤泥的粒度为 1/2～2/3 筛缝宽，泄水能力为 $150～250m^3/(h \cdot m^2)$。

弧形筛经常作振动筛前的预先脱水，可使振动筛在较高的初始浓度下脱水，缩短振动筛的脱水长度。弧形筛筛下水含高密度的微粒较多，如进入浮选，其粒度上限应符合浮选的要求。弧形筛面制成上、下可以交换的形式，以延长其使用寿命。

（六）旋流筛

旋流筛呈倒圆锥体，用不锈钢筛条制作（图4－5－9），工作时旋流筛本身不动，而煤、

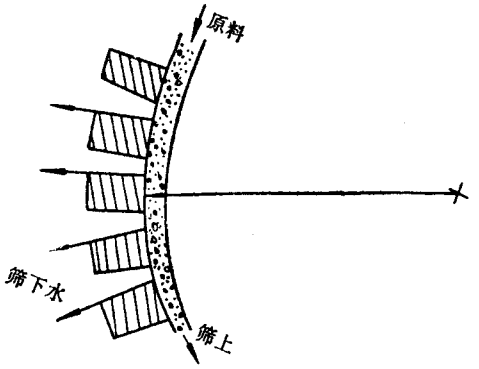


图 4－5－8　弧形筛的工作原理

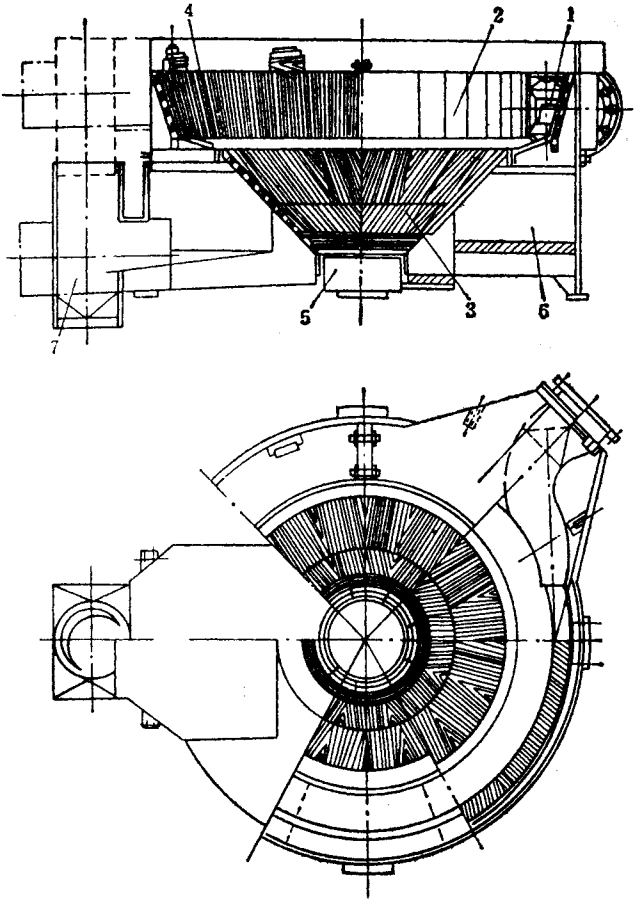


图 4－5－9　旋流筛

1—入料喷口；2—圆形导向槽；3—锥形条缝筛网；4—导向筛网；

5—固体物料出口；6—外箱；7—筛下水出口

水在高差和自重所产生的静压下导入旋流脱水筛(也有用泵输入的,入料压力为 0.1～0.2MPa)。在液流的旋转中,液体带走一部分细泥并透筛。旋流筛可用于精煤的预先脱水,粗煤泥的分级,其原理与弧形筛类似。旋流筛上、下部的筛缝大小不同(表 4－5－1),入料导向喷口可以左右两个方向变换,一般使用 300～600h 变换一次。把关河选煤厂曾将旋流筛的筛上物直接进入离心脱水机,取得了较好的效果。有的旋流筛还带有电磁激振器,其振幅为 1.4～2.0mm。

表 4－5－1　旋流筛筛网的筛缝规格(mm)

上　部	2.0	1.5	1.0	0.75	0.5
下　部	3.0	2.2	1.5	1.20	0.15

(七)水力旋流器

水力旋流器的结构比较简单,但在离心力场的作用下,比自然沉降的分级设备能力要大得多。旋流器的结构如图 4－5－10 所示,由圆柱体和圆锥体组成,设入料管、溢流管和底流管。有压力的物料,由入料管切线进入,旋流器内产生压力而形成旋转液流 粒度粗、密度大的物料就流向边缘,并沿斜锥面运动,浓缩后由锥底排出 粒度细、密度小的物料开始时也向边缘流动,其后进入向上的内旋转液流,被旋转液流带入中心带排出。当浓缩物由底流口顺利排出时,在轴心部分形成一个上、下贯通的空气柱,底流矿浆呈伞状排出 如底流口小,浓缩产品在锥顶部形成堆积,空气柱消失,底流浓缩物呈牙膏状。底流矿浆呈伞状处理量较大,呈牙膏状其浓度较高,为提高底流浓度,增加处理量,可调整到底流由伞状将变成牙膏状的区域排出。水力旋流器的用途很多,在处理水中的固体物料时,可用作分级、浓缩,水介质旋流器和重介质旋流器可用作分选。这些旋流器的结构和基本原理是相似的,由于各种调整因素和结构不同而得到不同的效果。

调整旋流器的因素有:

1. 旋流器的直径

分级粒度越小,使用的旋流器的直径越小。但同一种粒度的溢流,可以在直径不同的旋流器中得到。旋流器的处理能力与其直径的二次方成正比,直径为 350mm 的旋流器处理能力为 50～90m^3/h,直径为 500mm 的旋流器为 90～180m^3/h,直径为 700mm 的旋流器为 180～390m^3/h。一般旋流器的直径不大于 500～700mm,少数的可达 1000mm。

2. 旋流器的锥角

一般用作水力分级的旋流器锥角为 20°左右。增大锥角使溢流中粒度增大,底流细

粒减少。如用作水介质分选,锥角可扩大,但不大于 120°。

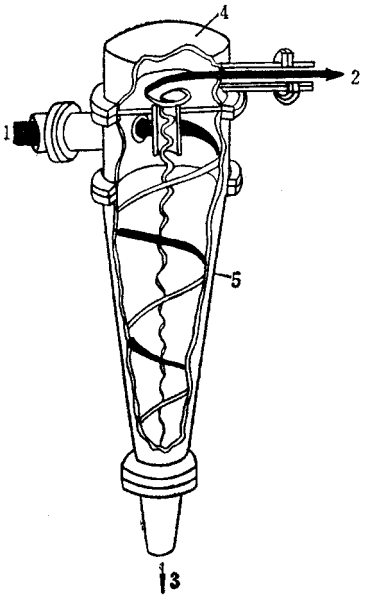


图 4－5－10　水力旋流器

1—煤水入料;2—溢流;3—底流;4—圆柱体;5—圆锥体

3. 入料管直径

入料管直径与水力旋流器直径之比介于 0.08～0.25 之间。入料管直径的变化,对水力旋流器的工作指标影响不大。

4. 溢流管直径

溢流管直径的变化影响水力旋流器的所有工作指标。当进口压力一定时,在一定范围内增大溢流管直径的尺寸,使旋流器的处理能力成正比地增加,并增大分级粒度。溢流管直径通常为旋流器直径的 0.2～0.4 倍。溢流管插入深度,一般限于圆柱体下部边缘,增加插入深度,则溢流粒度增大。

5. 底流口直径

底流口直径影响浓缩物的浓度和流量。增大底流口,加大底流排量,会降低底流浓度。底流口的直径与溢流管直径的比值在 0.15～0.8 之间。生产调正中,入料浓度和入料压力已确定的情况下主要是调正底流口的大小。

6. 入料压力

为了使旋流器得到满意的分级效果,进口压力应保持稳定。为了减少进口压力的波动,常常采用静压给料。入料压力高时(0.15～0.2MPa)可以得到细的溢流粒度 在需要

得到粗的溢流粒度时，允许入料压力降低（如 30kPa）。

三、常用的分级流程

煤泥的分级常和精煤的脱水联系在一起，原煤的脱泥可以参照这些流程进行分析。

（一）筛分机脱水，角锥池分级

跳汰机溢流先经 13mm 筛分和 0.5mm 脱水后，筛下水进角锥沉淀池（或倾斜板沉淀槽）分级，其溢流入浓缩机浓缩后送去浮选。如图 4－5－11 所示。角锥池底流用筛分机回收粗煤泥。为了提高煤泥回收筛的处理量，用旋流器预先浓缩，煤泥筛下水仍回角锥沉淀池，以保证分级粒度。角锥沉淀池溢流也可以不经浓缩机，直接去浮选。

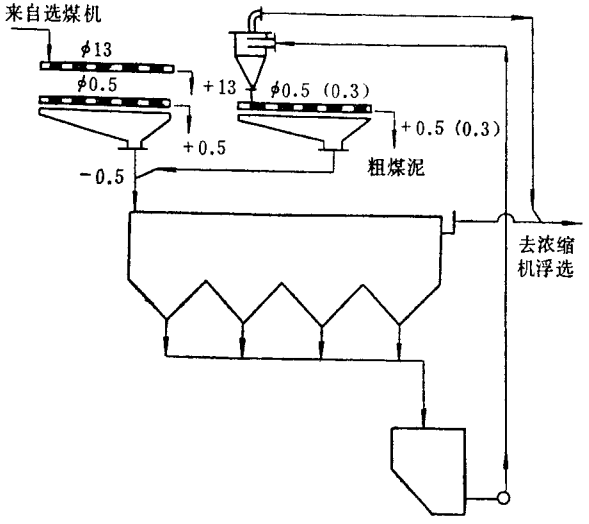


图 4－5－11　筛分机脱水，角锥池分级

（二）筛分机脱水，沉淀塔浓缩，旋流器分级

精煤脱水筛筛下水（$\phi = 0.5$mm）用泵打入沉淀塔，溢流作循环水，底流入大直径旋流器如图 4－5－12 所示。旋流器底流入粗煤泥回收筛，煤泥筛下水返回沉淀塔，旋流器溢流去浮选。

（三）斗子捞坑脱水分级

跳汰机的溢流精煤，经 13mm 筛分机筛分后，13mm 以下的筛下水流入斗子捞坑，斗子捞坑溢流去浓缩机或直接去浮选如图 4－5－13 所示。这种流程使末精煤脱水、粗煤泥分级在斗子捞坑中完成。为了保证分级粒度，末精煤脱泥筛筛下水，又返回斗子捞坑。

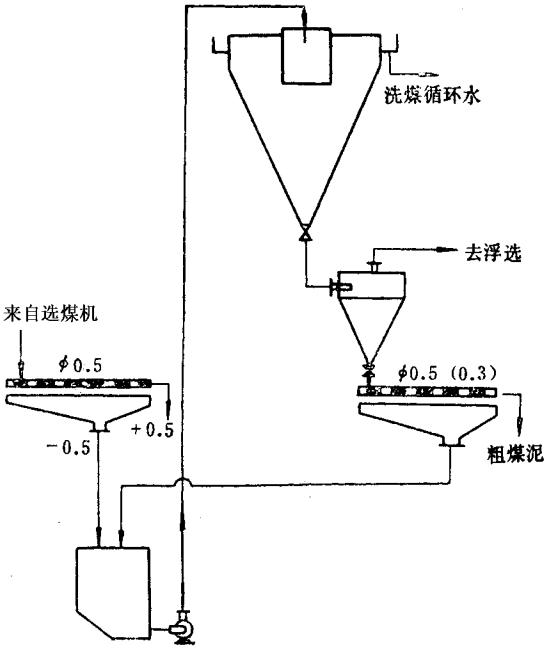


图 4－5－12　筛分机脱水，沉淀塔浓缩，旋流器分级

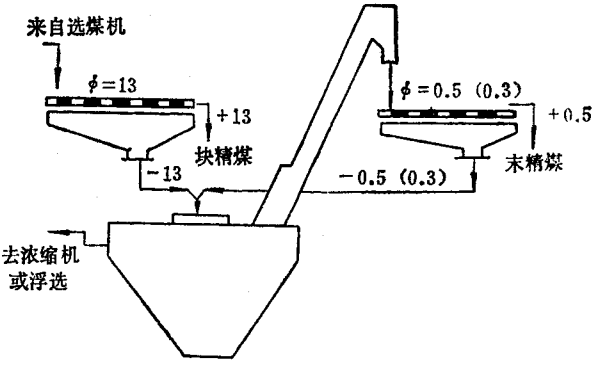


图 4－5－13　斗子捞坑脱水分级

(四)筛分机脱水，旋流器浓缩，弧形筛分级

跳汰机溢流精煤经 13mm 筛分和 0.5mm 脱水后，精煤脱水筛的筛下水用泵打入水力旋流器浓缩，旋流器溢流作为洗水，旋流器底流进入弧形筛脱去粗粒后，筛下水去浮选如图 4－5－14 所示。该流程，旋流器底流浓度可小一些，旋流器部分或全部溢流也可进入浮选。

(五)流程的适应条件

一般利用筛分机脱水的选煤厂，适应分选下限比较差的条件。使筛缝对应分选下限

粒度，加强喷水，筛分机可脱除大部分高灰的粗粒煤泥。粗粒高灰煤泥回收后，可以进一步精选。

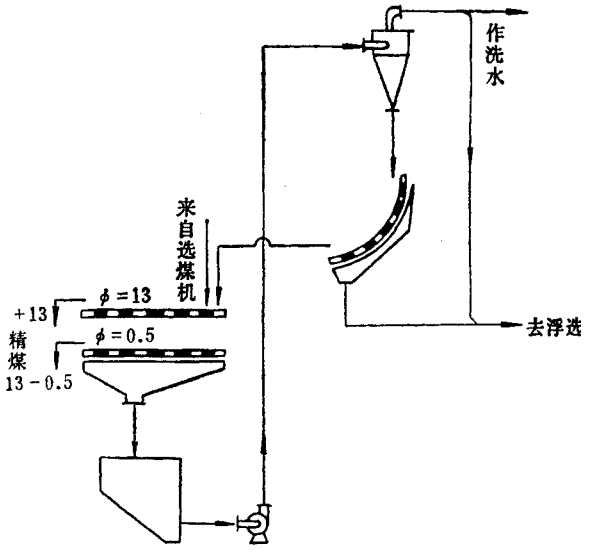


图 4-5-14　筛分机脱水，旋流器浓缩，弧形筛分级

当跳汰下限较佳的情况，粗煤泥灰分较低，将粗煤泥加入细粒精煤。跳汰下限粒度控制在 0.3mm 以下，使用斗子捞坑有其优越性，流程简单，管理方便，不易产生因筛分机脱水时造成的‘跑水’现象。

在角锥沉淀池和斗子捞坑中，不仅按粒度分级而且还按密度分选，往往同一粒级的颗粒，溢流中的灰分比底流（捞坑斗子）灰分低。筛分机能起摇床的作用，同一粒级筛上的灰分比筛下低。筛下水又循环入角锥沉淀池或斗子捞坑，往往造成高密度的细粒在角锥池或斗子捞坑中循环积聚。旋流器的底流和弧形筛（旋流筛）的筛下水，其中密度高的颗粒较多，因此，如果要得到灰分较低的筛上品，对角锥沉淀池（或沉淀塔）和旋流器的底流用弧形筛（或旋流筛）比较合适。不论是角锥池分级或斗子捞坑分级都存在着高灰分细粒循环积聚的可能，要注意研究煤泥筛下或精煤筛下水的去向和使用弧形筛（旋流筛）或旋流器的区别。应将离心液、煤泥筛下水、精煤筛下水直接送入浮选，在浮选以前用弧形筛或振动筛控制其粒度，这样能解决高灰分细泥在角锥池和斗子捞坑的循环积聚问题。

第二节　煤泥的浮选

煤泥的浮选，是利用煤和矸石颗粒表面性质的不同而分选。浮游选煤是一种物理化学过程。煤粒的表面有疏水性质，而矸石的表面有亲水性质。疏水、亲水一般用接触角（θ）加以说明，如图 4－5－15a 所示 为水滴在物质表面上的情况，由 1 至 4 表面的疏水性逐渐增加，水滴扁平、表面易为水湿润到水滴呈圆球状，表面不易被水湿润 如果以气泡与物质表面接触（图 4－5－15b），得到相反的情况，水滴扁平的、气泡呈圆球状，水滴圆球状的、气泡扁平 说明亲水的物质疏气，而疏水的物质又必亲气。

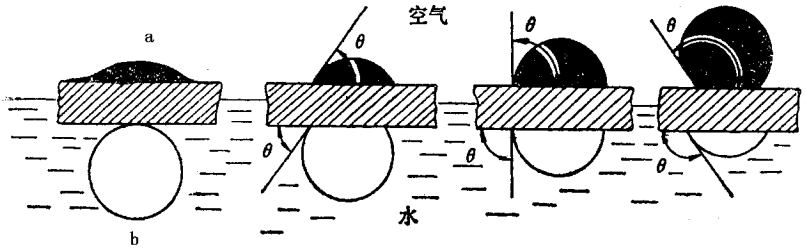


图 4－5－15　水滴和气泡在物质表面的接触情况

a—水滴在空气与固体界面上；b—气泡在水与固体界面上

因此，由于疏水性质使煤粒容易浮向气泡，亲水性质又使得矸石粒不易为气泡粘住。但是仅靠煤和矸石本身的表面性质不同还不能有效地进行分选，必须加一种药剂以增强煤粒表面的疏水性（捕集剂），添加一种药剂可以增加煤浆中气泡的产生和分散（起泡剂），然后在浮选机中增强充气，使煤粒粘在气泡上浮起，而矸石粒留在水中，完成浮选的过程如图 4－5－16 所示。

一、影响浮选的因素

（一）原料的粒度

浮选是一个成本高工艺又复杂的过程，因此，能用重力分选方法处理的粗煤泥尽量不使用浮选处理。入料粒度对浮选效果的好坏是十分重要的，如果重力选下限好，浮选应分选 0.3mm 以下的煤泥，浮选的上限一般为 0，5～0.3mm，现在导致浮选尾煤灰分降低的主要原因是尾煤中含有大于 0.5mm 的煤粒。实际上，煤的粒度在浮选过程有着不

同的表现，细粒度易浮，在浮选机第 1、2 室浮起的基本上是细粒，而后几室才有粗粒浮起，这是由于粒度细的表面积大、重量小的原因。图 4－5－17 表示浮选速度与粒度的关系曲线，粒度为 0.1～0.3mm 的煤粒，其浮选速度最快。

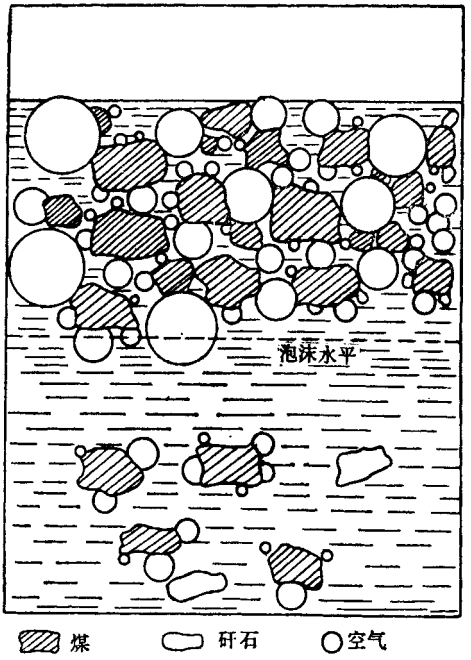


图 4－5－16　浮选过程示意图

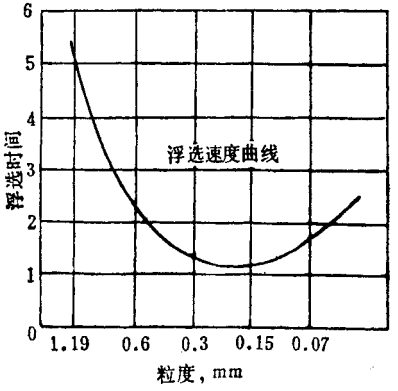


图 4－5－17　浮选速度与粒度的关系

现在有些选煤工作者主张分级浮选，或把细泥脱除后再浮选，当然这样浮选效果可得到改善。但是脱除细泥，不进入浮选，作为最终煤泥，在多数情况下是不合适的，因为

对于细粒度分选，目前除了浮选外还没有更好的方法，如果宝贵的炼焦煤的煤泥不进行浮选，是十分可惜的，也造成极大浪费。

(二)矿浆浓度

入浮的矿浆浓度，当粒度较粗时，采用 120g/L 左右(由浓缩机底流 300g/L 左右稀释)，粒度较细时，80～100g/L。一般，粒度细的适应于稀浓度，粒度粗的可以增加入浮浓度，但是这和宽粒级浮选的实际不符，因为前几室的矿浆浓度较大，细粒级优先浮出，当到后几室粗粒上浮时，矿浆浓度却降低了。

采用直接浮选流程，浮选入料粒度细、浓度小，一般在 50～70g/L，可以全部处理细泥，煤泥水中不产生细泥积聚。

过去曾有一时期追求高浓度浮选，这样能改善浮选指标(主要是浮选机的单位体积处理干煤泥量)，但全厂煤泥水处理的情况则变坏了。因此，从全厂生产出发，浮选应处理全部细泥，浮选不仅有回收煤泥中精煤的任务，而且还有处理洗水的任务。

在入料浓度降低的情况下，不一定坚持使用 6 室浮选，可以减少到 4 室或 3 室。从入料浓度和浮选时间(因粒度、药剂、煤粒表面性质等而不同)，考虑选择一个合适的浮选机室数，单位体积的干煤泥处理量也不至于降低(一般高浓度浮选时，浮选机处理量为 0.5t/(m^3·h)，有的达 0.8t/(m^3·h))。

(三)煤种和煤的氧化程度

浮选的一般规律是，低挥发物烟煤比高挥发物烟煤易浮；煤岩成分中镜煤比暗煤浮起得快；而无烟煤比高挥发物烟煤难浮，褐煤是最难浮的。但是，有的气煤比肥煤、焦煤的浮选效果也不差。任何煤种甚至好浮的煤种，受到氧化均变得难浮；因此，保持煤的新鲜断面，对浮选具有特别重要的意义。长时间在贮煤场存放的煤，洗水中长时间循环的煤泥，或积存的煤泥，其浮选性均不佳。

(四)浮选药剂和泡沫的动态

浮选药剂在浮选生产中起着重要的作用，对提高浮选效果有决定性影响。浮选药剂一般分起泡剂与捕集剂，实际上起泡剂也有捕收的性能，捕集剂也能起泡，特别是有些人工合成的浮选药剂兼有起泡与捕集的两种性能。

浮选捕集剂一般采用煤油和轻柴油，是非极性化合物，化学活性小，在水中不解离成离子，溶解度小，疏水性高。在浮选时，当煤粒表面疏水性越好，捕集剂在这些颗粒的表面吸附的数量越多，可防止煤粒粘附在气泡上因受外力作用而脱落。捕集剂受本身分子的化学成分、馏分组成、粘度、分子量等影响很大。煤油和轻柴油含烷烃、烯烃、芳烃等，但其各组分的数量各不相同。据煤炭科学研究总院唐山分院研究，不同烃族组分浮选活

性强弱程度为芳烃 > 烯烃 > 异构环烷烃 > 正构烷烃；在芳烃内，重芳烃（多环）> 轻芳烃（单环）。因此，浮选药剂的捕集性能主要取决芳烃存在的多少。从捕集剂的馏分来看，浮选活性最强的是 190 ~ 230℃，其次是 < 190℃和 230 ~ 250℃，最弱的是 > 250℃的馏分。捕集剂的浮选活性，分子量过低的因其挥发作用而减弱；但分子量过高、粘度大、乳化分散度小，这时随其分子量的增加、烃链的增长而降低；190 ~ 230℃的馏分具有捕集作用最适宜的粘度、分子量、烃链长度。含氮、含氧的有机化合物，具有起泡性质。因此，选择芳烃和 190 ~ 230℃馏分含量大的烃类化合物，采取人工合成方达法使一部分烃类生成含氧化合物；这是研制和选择新捕集剂的有效途径，如 FS - 201，202，203，和具有捕集和起泡性能的 ZF 浮选剂，有起泡性能的氧化抽余油。

浮选的起泡剂通常是复极性结构的有机化合物，其分子一端为亲水的极性基，另一端为疏水的非极性基所组成。要求起泡剂达到用量少，在矿浆中能迅速富集到气液界面，生成直径细小、数量很多、容易破碎的气泡；能吸附在煤粒表面，并提高煤的表面疏水性；有效地提高捕集剂的乳化分散度，使其在煤粒表面粘着的数量增多，充分发挥捕集作用以降低其用量。起泡剂对于调节煤与矿物质的表面浮选性，提高煤的浮选速度，改善浮选的选择性，增强捕集剂的作用是十分重要的。浮选起泡剂可以从植物中提取，如松油、松节油、樟脑油、桉树油等萜类化合物，以及化工副产品的醇类化合物，如杂醇油、丁醇油、仲辛醇、甲基异丁基甲醇等；和人工合成的起泡剂如 FP101、GF、TR、S、CM、MB、MC 系列等。

使用煤油、轻柴油作捕集剂，仲辛醇、杂醇作起泡剂时，煤油的用量为 0.8 ~ 1.5kg/t，轻柴油用量较多，有的可达 2kg 以上，仲辛醇、杂醇为整个药剂用量的 1/10 ~ 1/20。采用 S、CM 系列浮选药剂其总用量达到 0.5kg，用 GF、TR 浮选剂其用量比原来降低 40% ~ 50%。

从泡沫层的动态，可以判断加药的适宜程度。捕集剂用量多，一般造成泡沫发干，气泡细而致密，不活，有时产生泡沫层厚而刮不出泡的情况。起泡剂用量多，泡沫发虚，大泡，泡有油亮的光泽。浮选药剂占浮选成本的比率最大，为了节省浮选药剂、采取乳化、雾化、分段加药等措施。一般在搅拌桶（矿浆准备器）多加捕集剂，而在浮选室，特别是后几室多加起泡剂。如一开始起泡剂的比例加多了，往往精煤灰分提高。

（五）水质及 pH 值

pH 值对煤泥浮选的影响，在生产上研究较少。图 4 - 5 - 18 表明浮选精煤产率在矿浆 pH 值 6 ~ 8 时最适宜，但浮选精煤灰分随着 pH 值的增高而提高。提高 pH 值可采用添加石灰的办法。高的 pH 值可以抑制黄铁矿的上浮。

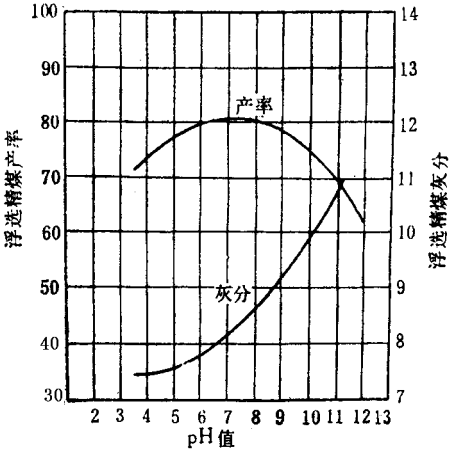


图 4－5－18　浮选精煤产率、灰分与入料 pH 值的关系

入料中粘土和泥质增加，可采用清水稀释，降低入料浓度。有资料表明，选煤厂实现洗水闭路循环以后，洗水中矿物盐增加，影响浮选精煤的灰分。因此，利用尾煤澄清水时，要注意水的固体含量，保持洗水浓度在 1g/L 以下，由于尾煤澄清水中含有的固体，其影响将比一般煤泥大许多倍。

二、浮选机的主要结构因素

(一)充气量

充气量的大小是浮选机主要指标之一。浮选机按其充气作用的不同，可分为叶轮吸气式、压气式和抽气式三种。叶轮吸气式的叶轮，尤如水泵和风扇，旋转时吸入矿浆和空气，但是，叶轮的形状各不相同。为保证机械吸气式浮选机的充气量，应保持浮选机处于完好状态，叶轮与定子、叶轮与盖板之间的间隙要认真地检查并调正，如 XJM－4 型浮选机的叶轮与定子轴向、径向间隙应为 8±1mm。压气式浮选机是将空气压入浮选槽，并采取各种办法使气泡分散，如布袋、孔板、喷嘴或机械搅拌等，如现在正在试验的浮选柱。如果槽箱大的浮选机也有用压气式和机械搅拌相结合的形式。抽气式浮选机如真空浮选机，降低压强，气泡从煤浆中、煤粒表面析出，喷射旋流浮选机也有部分这样的作用。这些充气方式的不同，其目的是使浮选机的充气情况良好，气泡弥散得好，对煤粒的选择性和牢固地粘附在气泡上有利，而且电能消耗得少。浮选机充气量过大，气泡弥散不好，可使液面翻花，泡沫层不稳，对浮选过程不利。

(二)室与室之间煤浆的流动

煤浆通过浮选机分下吸式和直流式两种(图 4－5－19)。下吸式的煤浆全部通过每

个室的叶轮，一部分精煤在本室浮起，而浮出精煤后的煤浆则通过中矿箱的溢流堰流向下一室的底部，由下一室的叶轮吸入；为了保证煤浆的流量，应保持吸入口叶轮和箱体的间隙，如 XJM－4 型其间隙应在 6mm 以下。直流式浮选机的室与室之间是直接开口联通的，煤浆可以自由地流入下一个室。由于浮选机日趋大型化，流量大，全部煤浆都通过叶轮比较困难，因此，大型浮选机一般采用直流式。为了保持浮选机液面平稳，有的型号，隔 2～3 个室设一溢流堰以控制液面；有的型号，每 2 个室降低一次液面，浮选机呈台阶式排列。

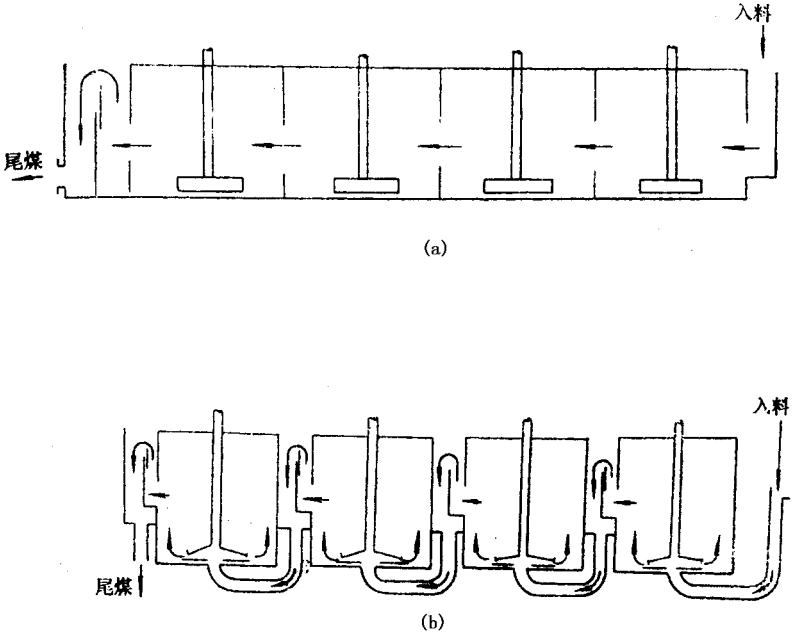


图 4－5－19　室与室之间煤浆的流动

a—直流式浮选机；b—下吸式浮选机

(三)刮泡

浮选泡沫从浮选机中刮出，处理量低的浮选机采用一边刮泡，大型浮选机一般都采用两边刮泡，有的浮选机采用里、外两层刮泡。

(四)叶轮的浸入深度

叶轮浸入液面的深度小，则动力消耗小，充气量大。机械搅拌式浮选机大型化时，一般只增大槽箱面积，而槽深增加较少，多数机械搅拌式浮选机的槽深为 1.0～1.3m 之间。叶轮浸入深度增加，浮选机的充气量近似二次方减少，功率消耗按一次方关系增加。

三、浮选机

浮选机的型号较多，其主要区别是充气、搅拌机构和槽箱容积。近年来，浮选机向单室体积增大的方向发展，我国可以制造 $12m^3$，$14m^3$，$16m^3$。现介绍我国使用的几种：

（一）XJM－4 型浮选机

XJM－4 型是我国最广泛使用的一种浮选机如图 4－5－20 所示。它的特点是：浮选槽每室的容积是 $4m^3$，采用两边括泡的形式，机内设 16 块稳流板，叶轮浸入深度为 1100mm，同时采用了空心轴充气和套筒进气两种方式。叶轮和定子如图 4－5－21 所示，其叶轮分为三层，上层为斜直叶片，主要使箱内煤浆通过定子循环孔流动，同时进气管（与轴的套筒相联接）进气，进气量的大小，可由盖板调节；中层为弧形叶片，旋转时可由中空轴吸入空气，中空轴上端有调正圈调正进气量；下层也是弧形叶片，主要起抽吸作用，使原料或上一室的尾煤吸入本室处理。循环煤浆，空气，吸入的煤浆，共同在定子叶片处相遇，进行混合弥散。这种浮选机的煤浆通过量一般为 $120 \sim 140m^3/h$，为了提高煤浆的通过能力，叶轮的下层高度可以适当加大。

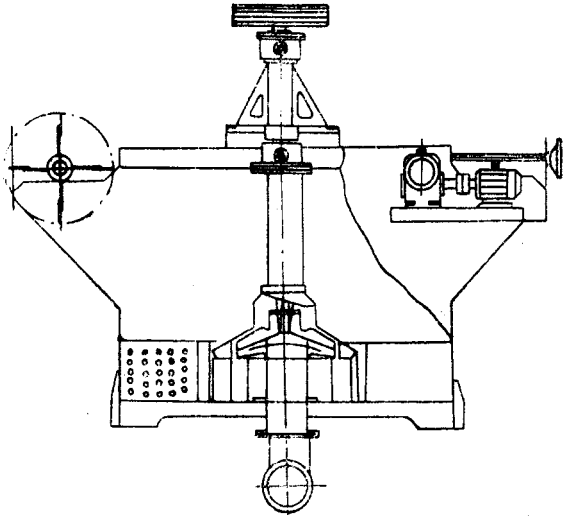


图 4－5－20　XJM－4 型浮选机

（二）XPM 型浮选机

XPM 型浮选机即喷射旋流浮选机，浮选机的充气和搅拌动力全由砂泵完成，其布置如图 4－5－22 所示。煤浆由砂泵从浮选槽中抽出，以 0.2MPa（即 $2kg/cm^2$）的入料压力，打入浮选机的充气搅拌装置。充气搅拌装置如图 4－5－23 所示，煤浆以 18～20m/s 的

速度进入锥角为35°的喷嘴中，喷嘴内有4片导向叶片，使煤浆旋转，喷嘴出口处直径缩小，因而流速增加造成混合室内产生负压，空气由吸气管1进入混合室，煤浆中也有部分空气析出，从而完成充气过程。煤浆进入旋流器，旋流器出口处有斜叶片，煤浆呈伞状被甩入浮选机，故空气、浮选药剂、煤粒得以充分混合，空气被粉碎成细小气泡。XPM浮选机有每室槽箱容积为$4m^3$，$8m^3$等等。

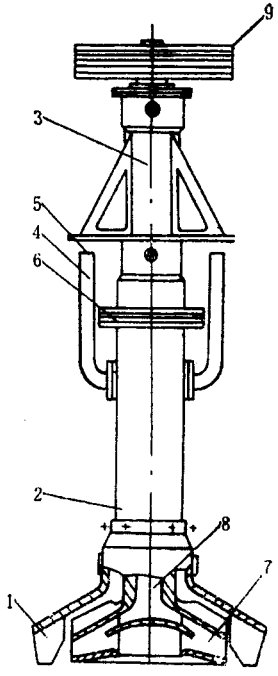


图4－5－21　XJM－4型浮选机的充气搅拌机构

1—定子；2—套筒；3—轴承支架；4—进气管；5—调整盖；6—调节片；7—伞形叶轮；8—空心轴；9—三角皮带轮

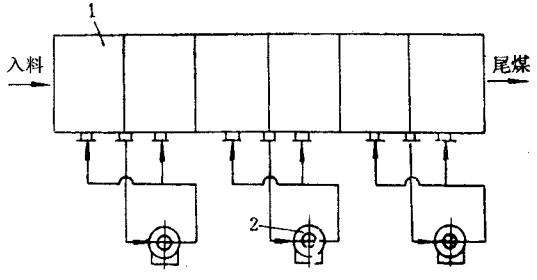


图4－5－22　XPM型浮选机安装示意图

1—浮选机；2—砂泵

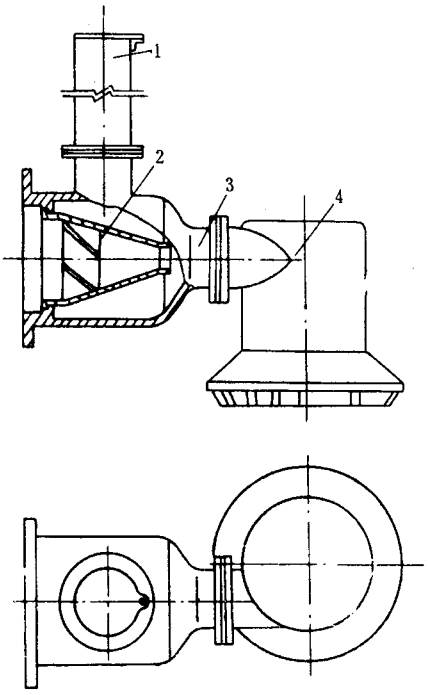


图 4－5－23　XPM 型浮选机的充气搅拌装置

1—吸气管；2—喷嘴；3—混合室；4—旋流器

(三)丹佛浮选机

丹佛浮选机每个室的容积为 $14m^3$，采用空气压入和机械搅拌相结合的形式。搅拌装置如图 4－5－24 所示。丹佛浮选机由于压入空气，因此，搅拌叶轮的转速较低，主要使空气粉碎成细小气泡，空气、浮选药剂、煤浆搅混均匀。叶轮上方为漏斗形装置，使室内煤浆通过漏斗、叶轮循环。丹佛浮选机初选一组 4 室(第 1 室用于煤浆准备)，初选的精煤精选，使用一组 3 室。室与室之间采用直流式。

(四)维姆柯浮选机

维姆柯浮选机如图 4－5－25 所示，每个室的容积为 $14.2m^3$。维姆柯浮选机的充气搅拌机构采用星形转子和带孔圈形定子(见图 4－5－26)，采用橡胶或聚合物制成，转子的高度比定子大，向下伸出定子部分和假底能促进煤浆由下往上循环。室与室之间采用直流式。

(五)洪堡特浮选机

洪堡特－维达格浮选机每室容积为 $12m^3$，初选每台 6 室，初选泡沫入精选，精选每台 3 室，浮选机为直流式。洪堡特浮选机的结构如图 4－5－27 所示。该浮选机的特点是采

用双偏摆叶轮(见图 4－5－28),叶轮直径为 750mm,高 200mm,由 6 个叶片和倾角 19°的斜圆盘组成,叶轮上、下都有定子盖板,定子也有叶片以加强分散。据称双偏摆叶轮的充气量相当于类似直径的普通充气搅拌机构的 3～5 倍。

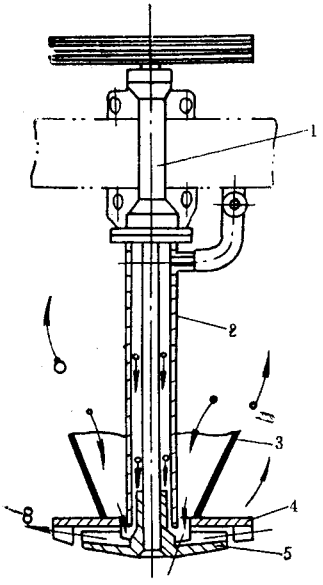


图 4－5－24　丹佛浮选机的搅拌机构
1—轴承支架;2—充气管;3—矿浆循环筒;
4—扩散器(定子);5—叶轮

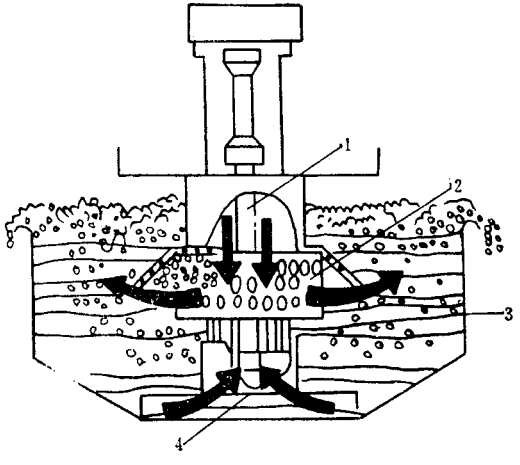


图 4－5－25　维姆柯浮选机工作原理
1—空气从进气口吸入;2—定子把三相混合物分散;3—转子下部的矿浆通过转子流向上方;4—大型浮选机采用假底促进矿浆循环

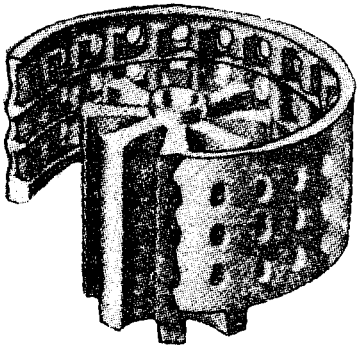


图 4－5－26　维姆浮选机的转子和定子

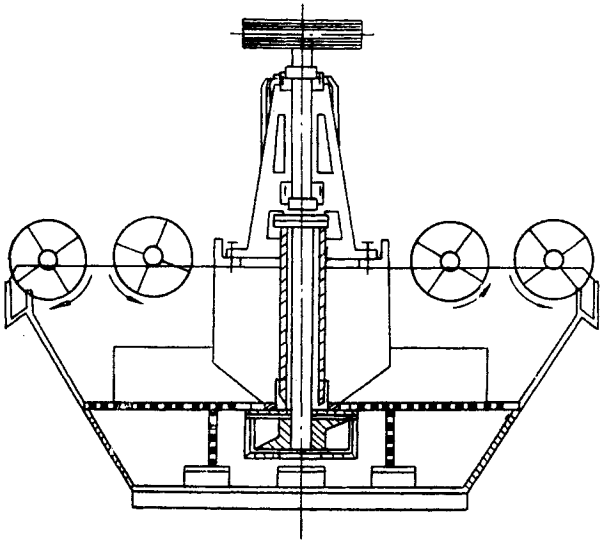


图 4－5－27　洪堡特－维达格浮选机

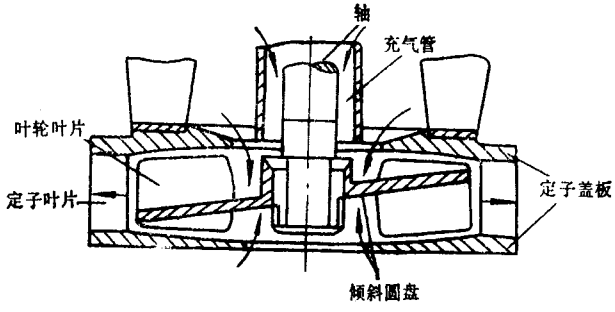


图 4－5－28　双偏摆叶轮

(六)浮选柱

浮选柱在我国选煤生产上尚未使用,但是研究和试验浮选柱的已有许多事例。浮选柱是一圆形或方形的柱体(图 4－5－29),经调制的煤浆在柱体高的$\frac{2}{3}$处给入,尾矿在浮选柱底部排出,尾矿排放口上方有一充气系统,矿浆从上方流向下方,在浮选柱全断面上均匀分散的气泡由下方升向上方,气泡和颗粒在逆流中发生碰撞,煤粒被气泡带起升至给料口上方的精选区,最后形成 1m 或 1m 以上的泡沫层。在泡沫层上方添加洗水,喷洗泡沫上附带的细泥,并且喷洗水数量略高于泡沫排出的水量,以保持气泡和煤浆的逆流状态,尾矿的排出量也应稍大于入料量。整个浮选过程应尽量避免紊流,因此,浮选柱中浮选的选择性较强。浮选柱适用于选煤和选矿,工业上浮选柱高 L 为 5～15m,直径 D 最大达 2.5m,L/D 为 2.2～1.0。选煤需要的滞留时间为 3～6min,应用短形柱 ;选矿需要的滞留时间达 10～15min,采用长形柱。为了改进气泡的弥散效果,利于颗粒和气泡的碰撞,在浮选柱的精选区增加一段由波纹板组成的填料。

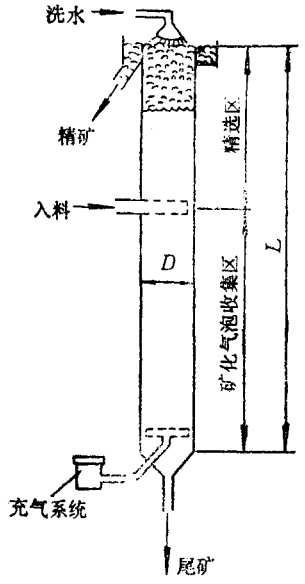


图 4－5－29　浮选柱工作原理

四、浮选原料的调制

在保证给料量的前提下,浮选原料的调制主要使浮选原料的浓度适合浮选的要求,浮选药剂在进入浮选机前分散均匀。药剂的给量最好使用给药机或定量泵控制。

(一)搅拌桶

搅拌桶的结构如图 4－5－30 所示，将浓煤浆、清水、浮选精煤过滤液，加入搅拌桶，并加适量的浮选药剂共同进行搅拌，保证合适的浮选浓度并使药剂与煤浆有一定的接触时间。一般入料给于漏斗，并注入搅拌叶轮的搅拌区，搅拌叶轮轴的套筒上，有若干个循环孔，使煤浆在搅拌桶中循环流动。已调制的煤浆由溢流口流出。搅拌桶由于消耗动力较多，药剂接触不够充分，逐步被矿浆准备器所代替。

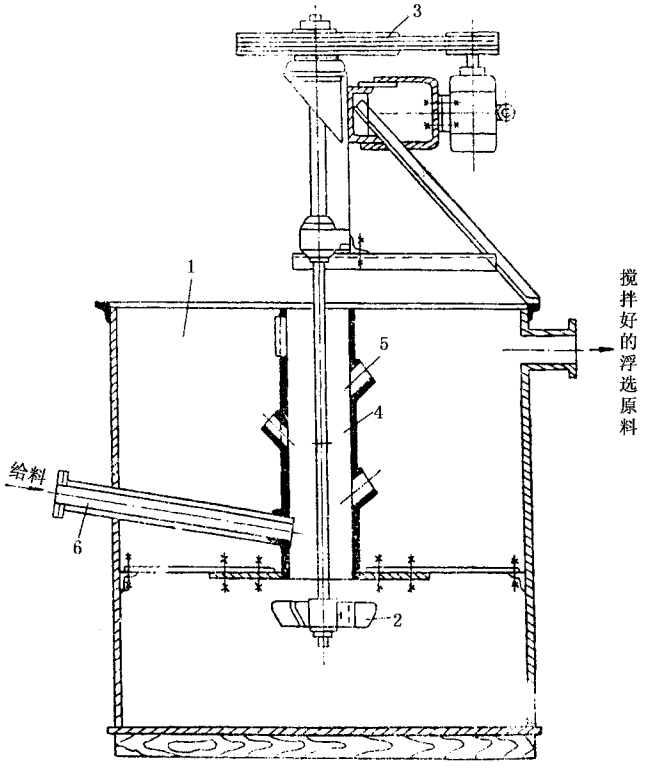


图 4－5－30　搅拌桶

1—钢壳；2—搅拌轮；3—传动机构；4—中央管；

5—循环孔；6—给料管

(二)矿浆准备器

矿浆准备器的结构如图 4－5－31 所示。原料(浓煤浆、清水、滤液)切线给入，通过旋转和洒落，使煤浆浓度混匀。捕集剂和起泡剂由加油管加入，向上喷于雾化盘中心，雾化盘四周有细齿，并作高速旋转，在离心力的作用下，把油滴化为雾状，与正在洒落的煤浆广泛接触。使用矿浆准备器比搅拌桶节省浮选药剂 15％左右，每台动力消耗为 3kW，

而一台搅拌桶的动力需 13kW，其处理量只有一台矿浆准备器的一半左右。直径为 2500mm 的矿浆准备器可以处理 600m³/h 煤浆，运转中没有易损件，只需定期清理分散槽中的沉积杂物。

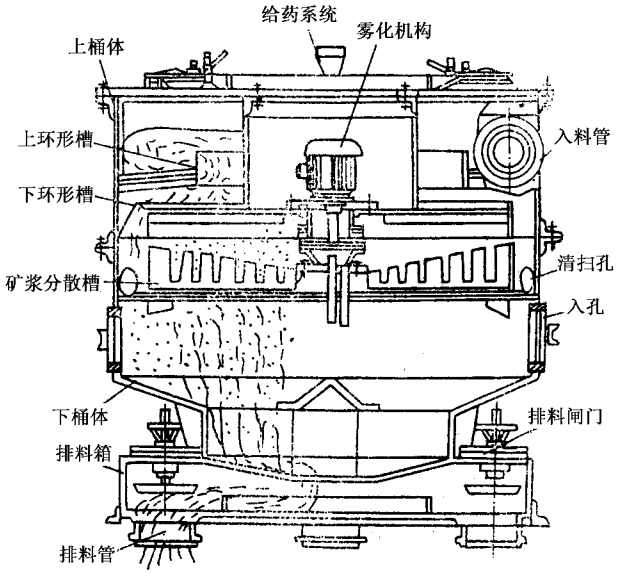


图 4－5－31　矿浆准备器工作原理

五、浮选流程

我国煤泥浮选一般采用一次分选的流程，而且一台浮选机有 6 室，出两种产品：精煤和尾煤。这种浮选流程，对难选煤只生产两种产品时，往往出现不是精煤灰分高了，就是尾煤灰分低了，浮选精煤灰分常常高于跳汰精煤灰分；不论原料的可选性如何，一律采用 6 室浮选机，该浮选流程缺少全厂生产观念。

现在有两种不同的意见：一种认为浮选尾煤灰分应该略低一些，在 30%～40%之间，销售容易；另一种认为既然是煤泥浮选，浮选尾煤灰分就应该高一些，甚至达到可以废弃的程度。

从提高浮选技术出发，应逐步地适当降低浮选精煤灰分，提高浮选尾煤灰分。如果浮选尾煤没有用户，可以采取生产浮选中煤的办法，尾煤灰分提高到 70%以上，用压滤机回收后和洗矸一起废弃。根据这种想法，可以采用以下三种流程(图 4－5－32)。

(1)浮选出两种产品。这种流程为 4 室一次选流程，适用于直接浮选，入料浓度低，煤泥可浮性好。

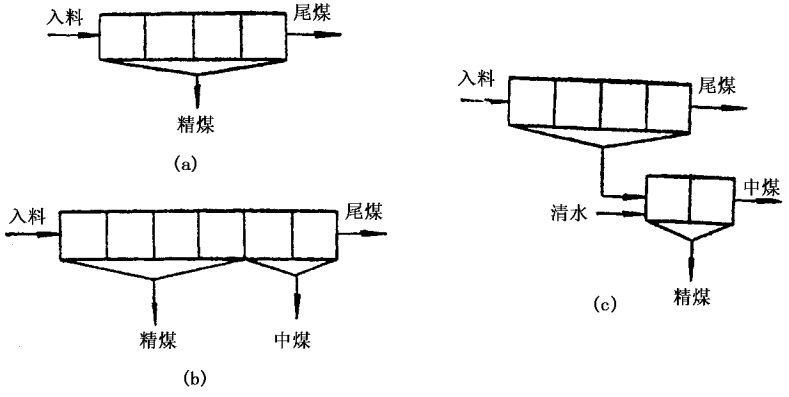


图 4－5－32　浮选流程

a—浮选出两种产品；b—浮选出中煤；c—初选精煤精选

(2)浮选出中煤。适于原料浓度较高，煤泥可浮性较好，要求生产低灰分浮选精煤。如果浮选精煤灰分要求不太严格时，可 6 室一次分选。

(3)初选精煤精选。适应于原料浓度高，一次分选的精煤中高灰分细泥较多，因此，一次浮选精煤加清水稀释，进行二次精选。

第三节　煤泥水的澄清和煤泥的浓缩

煤泥水的澄清和煤泥的浓缩是一个工艺过程的两个方面，但是工艺上总是倾向于以一个方面为主，如以溢流水的浓度为主要指标要求的是澄清过程，以底流浓度为主要指标要求的是浓缩过程。

煤泥水的澄清过程经常用图 4－5－33 来表达。A 区为上清液区，B 区为悬浮液区，C 区为转变区，D 区为压实区。用这种方法可以实测煤泥的沉降速度。但实际生产时，沉淀过程是连续生产的，在很大的空间中，进料方式、排料方式和数量的不同，又有耙子的搅动，因此沉淀过程是很复杂的。

一、影响煤泥沉降的因素

(一)煤泥的物理化学性质

颗粒的形状、粒度、密度、表面性质等，影响其沉降情况。颗粒如果近似球型，粒度较

粗，密度又大，其沉淀效果更好一些。添加了絮凝剂，使微细颗粒团聚成絮团，无疑可提高其沉降速度。但是，国内外的许多情况表明，使用絮凝剂使细泥结成絮团，若将絮团完全解除开是很困难的。因此，如果煤泥浓缩后送去浮选，一般都不加絮凝剂 如不去浮选的煤泥或浮选尾煤，可以使用絮凝剂改善其浓缩效果，有利于过滤或压滤作业。

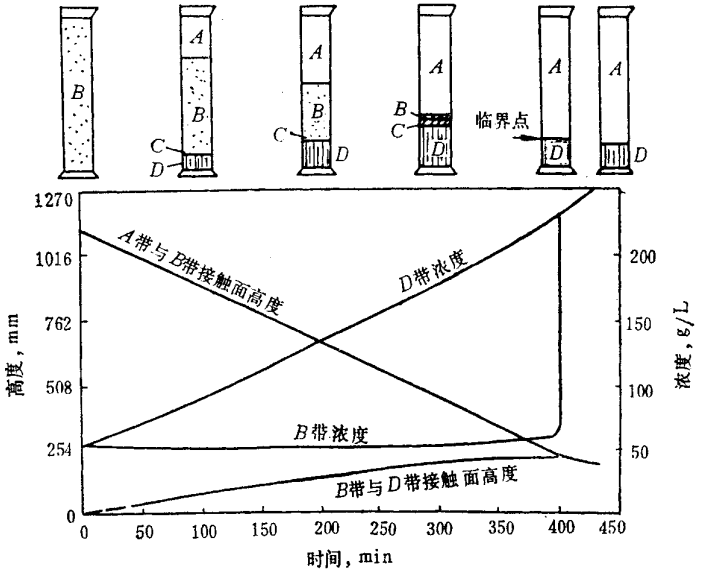


图 4－5－33　煤泥水澄清过程的试验

（二）原料的浓度

不论加絮凝剂或不加絮凝剂，浓缩机原料的浓度，对煤泥的沉淀过程是一个重要的影响因素。浓度小的沉淀时间短、沉淀速度快、效果好。以每吨干固体消耗的絮凝剂用量进行衡量，原料浓度小较比浓度高的节省。因为浓度增加，单位沉淀面积中颗粒增多，颗粒间互相碰撞和液流的作用增强，使颗粒沉降所受的阻力加大之故。

（三）液体中电解质的性质

液体（水）中的电解质性质和颗粒本身电荷的关系各选煤厂都不相同，因而，煤泥水中含的矿物盐，电解质的数量和质量也有很大区别，如有些厂采用河水（软水）选煤，这对煤泥的沉淀、凝聚不利，甚至加絮凝剂也不起作用；若使用矿井水或井水（硬水），因水中钙镁离子的增加，可提高煤泥的沉淀、絮凝效果。有的资料表明，矿物盐含量在 2000g/m^3 的情况下，对循环水的澄清特别有效。有的选煤厂的浮选尾煤不加絮凝剂在浓缩机也可得到很清的溢流水。因此，根据水质和固体物料性质，选择合适的有机高分子絮凝

剂或与无机凝聚剂联合使用,显得尤为重要;甚至有时对水质要进行处理。

(四)单位负荷及底流量

浓缩机的单位面积负荷由于影响因素较多,又在很大范围内波动,其负荷为 1 ~ 5$m^3/(h\cdot m^2)$。对煤泥浓缩,如果底流送入浮选,可以加大底流排量,降低底流浓度,若底流浓度降低到 250 ~ 300g/L,这对于降低溢流浓度是十分有利的。如果底流直接过滤回收,则应将底流浓度提高到 450 ~ 550g/L。为了保证溢流清净,可适当添加絮凝剂。同样,如需提高浓缩机底流浓度,又要保持溢流清净,也须添加絮凝剂。对浓缩机入料、沉淀速度和底流排量之间的关系,至今研究仍是不够的,但底流排量多少对沉淀速度影响确很大,这是由于下降流有利于沉淀作用。

(五)温度

若煤泥水的温度高,则粘度降低,水中煤泥沉淀变快。因此,在严寒地区,沉淀塔和浓缩机都需加盖;随着气温的变化,水力分级和煤泥沉淀效果也有所变化。

二、浓缩澄清设备

(一)沉淀塔

沉淀塔(图 4 - 5 - 34)为一倒立圆锥形容器,一般直径 12m 左右,锥角为 60°,塔高约 25m,其溢流管比跳汰机顶水进口高 10m 左右,以替代跳汰机的定压水箱。沉淀塔为钢筋混凝土结构。小型厂仍采用沉淀塔,大型厂已不用。一般沉淀塔入料为精煤脱水筛的筛下水或精煤斗子捞坑溢流,虽然溢流水作循环水可以自流入跳汰机,但原料需用泵送入沉淀塔,对泵的磨损、维护有很大影响。

(二)耙式浓缩机

煤泥水在浓缩机中心给入,澄清后的浓缩机溢流在周边流出,由于机底坡度较小(10° ~ 11°)需用耙臂将沉下的煤泥刮向中心,再用泵抽出。用耙子将沉下的煤泥刮到浓缩机中部,浓缩机的直径甚至可达 50 ~ 100m。一般常用的直径有 24m、30m、45m。按耙子运动方式的不同,区分为中心传动(图 4 - 5 - 35)和周边传动(图 4 - 5 - 36)。中心传动的传动机构在浓缩机中心,有立轴使耙子转动,国产的耙式浓缩机直径在 12m 和 12m 以下的,采用中心传动;实际上直径在 40m 的浓缩机也有用中心传动。中心传动的浓缩机,如其沉淀煤泥过多,影响耙子转动时可以装设自动提耙装置,在池中增加倾斜板(图 4 - 5 - 37),或改变入料方式(图 4 - 5 - 38),均可提高煤泥沉淀效率。周边传动的浓缩机,其传动机构设在浓缩机边缘上,随着耙臂的转动而运动;为了防止由于运动的轮子摩擦力的不足而耙臂转动困难,可用橡胶轮子或用在镶有齿条的周边上用齿轮行走。

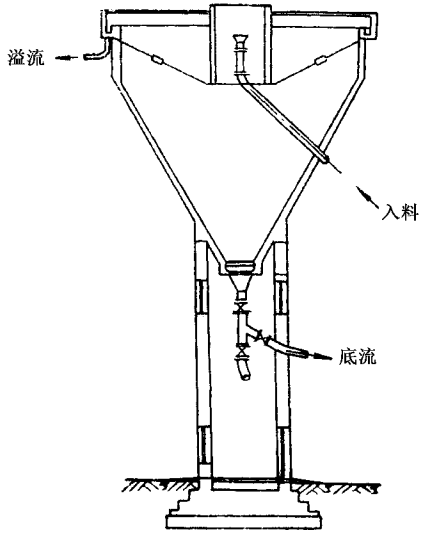


图 4－5－34　沉淀塔

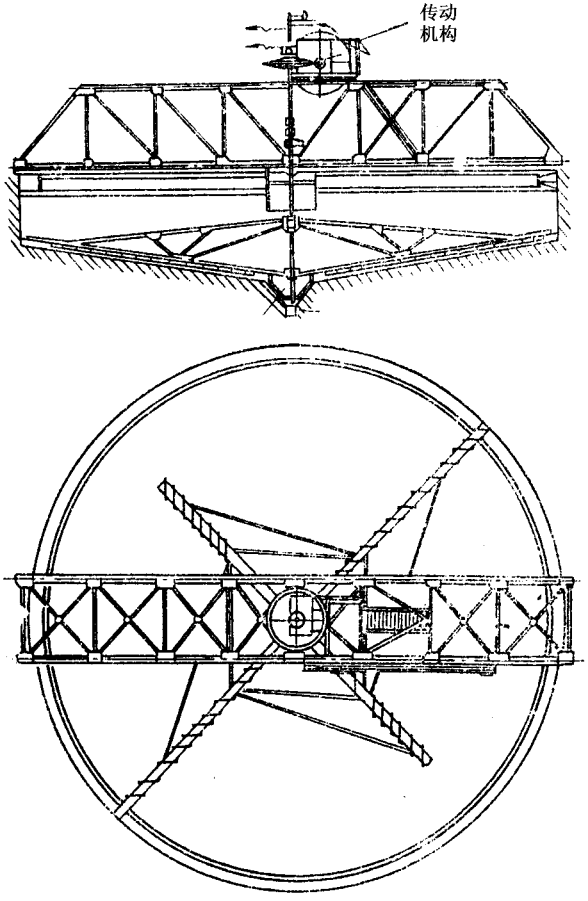


图 4－5－35　中心传动的耙式浓缩机

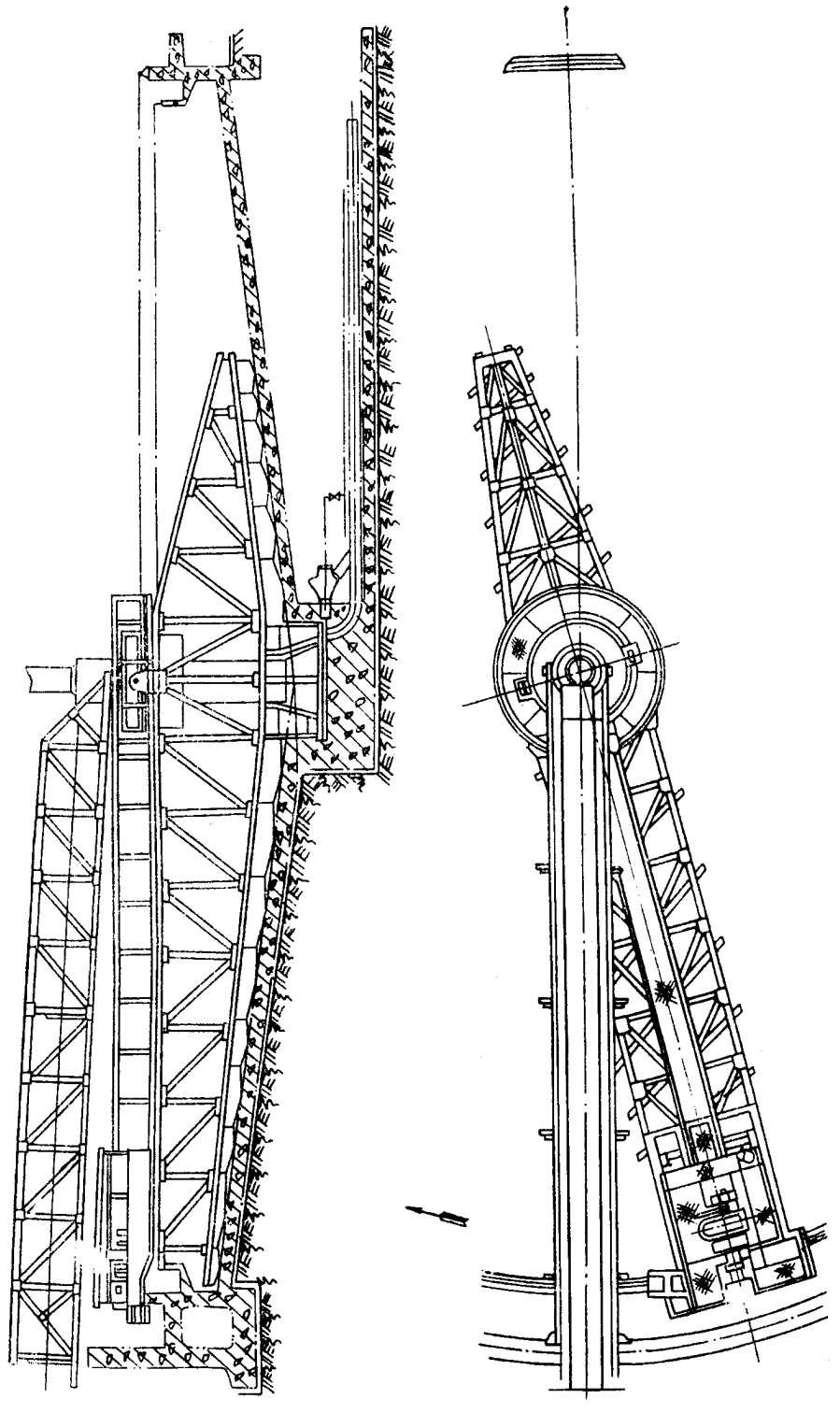


图 4-5-36　周边传动的耙式浓缩机

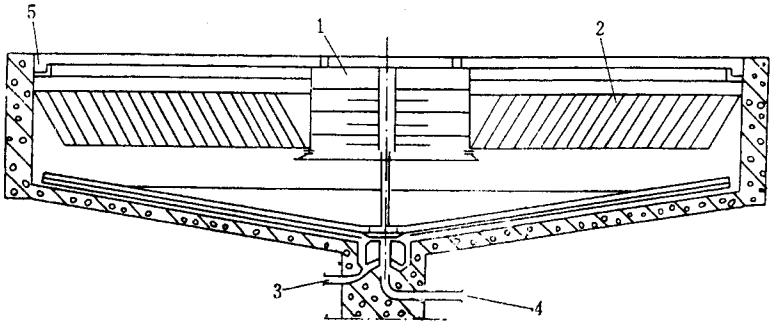


图 4－5－37　浓缩机中增加倾斜板

1—给料、絮凝剂搅拌井；2—上升流式倾斜板；3—底流管；

4—高压水管道；5—溢流槽

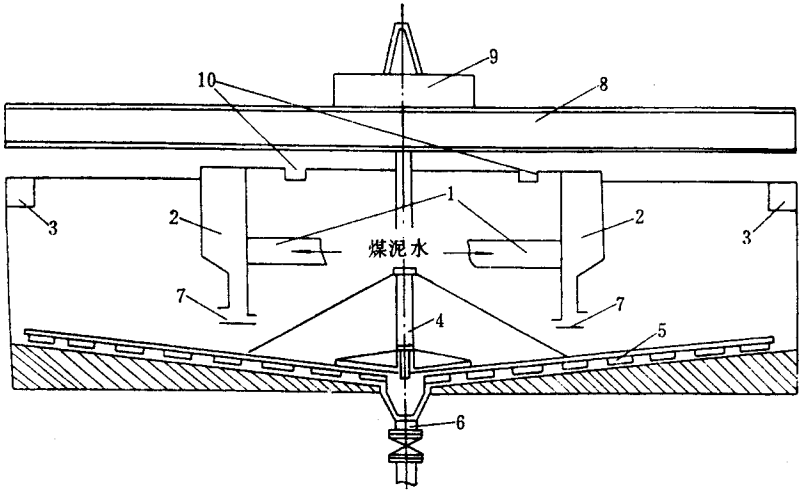


图 4－5－38　入料方式改进的浓缩机

1—入料管；2—布料筒；3—溢流槽；4—传动轴；5—耙子；6—排料管；

7—缓冲环；8—横梁支架；9—传动装置；10—导流槽

（三）深锥浓缩机

深锥浓缩机是带有搅拌器的倒立圆锥（图 4－5－39），其直径 5m，高 30m，每小时处理 60m^3 左右的尾煤水。尾煤水及浓度 0.05% 的絮凝剂水溶液混合，一起加入深锥浓缩机，每吨干尾煤加 200g 纯絮凝剂。深锥浓缩机是利用其高度和压实作用而脱水，若采用自动控制其效果更佳，可得到牙膏状的底流和清净的溢流水返回洗煤过程。

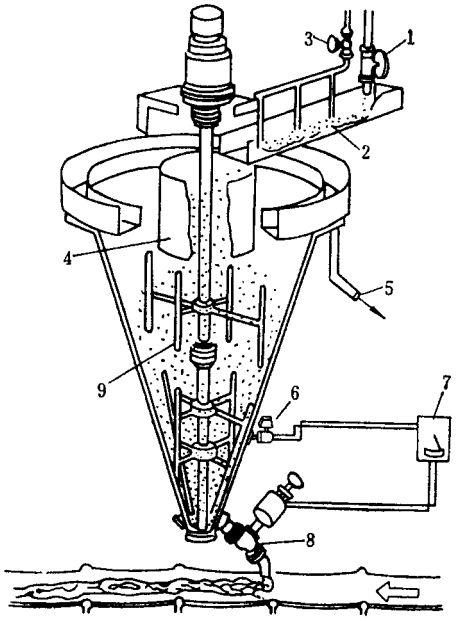


图 4－5－39　深锥浓缩机

1—给料阀；2—带有挡板的给料溜槽；3—絮凝剂控制阀；4—中心挡圈；5—澄清水；6—压力传感器；7—控制器；8—排料阀；9—搅拌器

第四节　常用的煤泥水流程

煤泥水流程目前主要有三种形式，即浓缩浮选，直接浮选和部分直接浮选。另外还有两种形式，入选前脱除煤泥（湿式脱泥），和筛除粉煤，减少进入选煤系统的煤粉量，这里不再赘述。

一、浓缩浮选流程

浓缩浮选流程如图 4－5－40 所示，煤泥水进入浮选之前先经浓缩机，浓缩后的底流进浮选，溢流作为循环水。这是目前一般选煤厂所采用的流程。

浓缩机溢流名为澄清水，实际并不清净，带有大量细煤泥；如果底流煤泥送去浮选，则不能加絮凝剂，以避免高灰分细泥污染浮选精煤。浓缩浮选时，原煤中的细煤泥，经过选煤设备，通过浓缩机溢流而循环、积聚，这是该流程本身的缺陷。在不连续生产时，选

煤停止，需等待洗水中的煤泥沉下后处理，所以采用浓缩浮选的选煤厂，一般浮选比选煤长 1～3h，最后细泥由于浮选处理不了而积聚。采用浓缩浮选如果管理不善，往往水量过剩，浮选原料经过加清水稀释，这部分水要再返回选煤系统和浮选系统，其数量是难以控制。浓缩机底流采取低浓度排放（底流浓度排至 250g/L 左右，即浓缩机采取大排放底流的操作），可以减轻细煤泥的积聚进程。

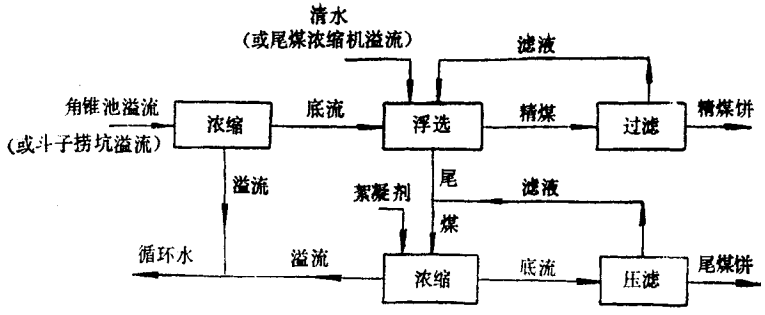


图 4－5－40　浓缩浮选流程

二、直接浮选流程

直接浮选流程如图 4－5－41 所示，原煤中带来的细煤泥，经过选煤设备，不经浓缩，全部进入浮选，可以实现‘清水选煤’和浮选、选煤同时开机、停机，不产生细煤泥在洗水中的循环、积聚。直接浮选的原料是精煤斗子捞坑溢流或是精煤角锥池的溢流，由于煤泥在水中浸泡时间短，煤粒的表面新鲜，浮选时选择性好。如有的原煤中煤泥含量少，会产生入料浓度低，粒度细的问题，这须在入料浓度、浮选速度和使用浮选机室数上进行研究。邢台选煤厂原煤中小于 0.5mm 的占 15%，入浮浓度为 55～70g/L，用 4 室浮选机 3 台在不增加浮选机总室数（浓缩浮选时用 6 室浮选机 2 台）的情况下，浮选精煤灰分由浓缩浮选时的 12%～14%降到 8%～11%。虽不增加过滤机台数，但过滤浮精的水分升高了。清水选煤用的洗水量少，主洗机清水耗量为 1.8～2.0m^3/t 原煤，为了减少清水用量，再洗机可用直接浮选原料水，只有主洗机使用清水。因为再选机是选主选的中煤，其含煤泥量极少，而且大部分是可以透筛排出或易于沉淀的。

三、部分直接浮选流程

部分直接浮选是直接浮选和浓缩浮选演变过来的。图 4－5－42 是有部分煤泥水不经浓缩机直接进入浮选，有部分煤泥水经浓缩后浮选。图 4－5－43 有部分煤泥水直接作循环水，部分去直接浮选。由于部分煤泥水直接浮选，故可缓解细煤泥循环积聚问题。

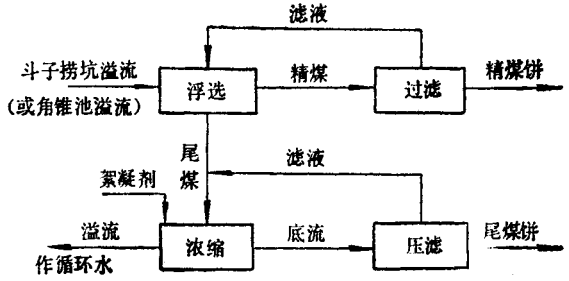


图 4－5－41　直接浮选流程

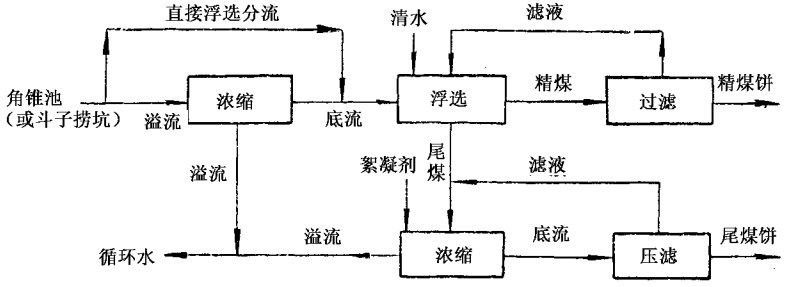


图 4－5－42　部分直接浮选流程之一

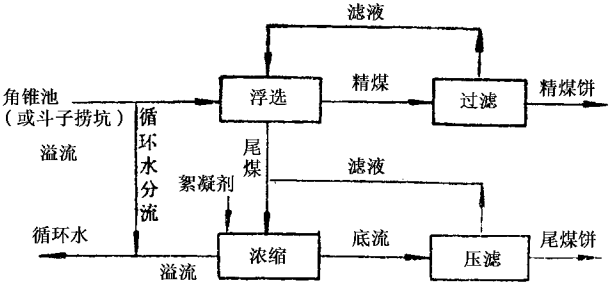


图 4－5－43　部分直接浮选流程之二

对于分级入选的选煤厂，末煤跳汰机可以使用直接浮选尾煤，浓缩机溢流，其浓度在1g/L以下，而块煤跳汰机使用直接浮选的原料，这样可以提高直接浮选的浓度。

第五节　洗水闭路循环

由于入选原煤的水分较低，带进选煤系统的水量低于选煤产品带走的水量，因此选

煤系统是一个缺水的作业，在客观上具备洗水闭路循环的条件，只要采取有力的技术措施、严格的管理工作，洗水闭路循环是完全可以实现的。

从邢台选煤厂的经验，要实现尾煤厂内回收，洗水闭路循环必须做好四点：

一、解决细泥的循环积聚

因原煤中带来的细煤泥在洗水中循环积聚，洗水浓度变大，必须加清水稀释，因此，洗水数量增多，洗水不经浮选而外排，产生煤泥水的流失。

煤泥水浓缩浮选流程中，存在着浓缩机溢流中的细煤泥不进入浮选处理，而直接浮选可解决洗水中细煤泥的重要措施。一般煤泥水去浮选前不加絮凝剂，虽然加絮凝剂能使细煤泥沉淀，溢流水清净，但只在浓缩机底流去过滤或压滤时使用。

煤泥循环使颗粒在水中浸泡时间变长，浮选性能降低，次生煤泥量增加，因此，在煤泥水流程中尽量去掉煤泥循环量。

二、解决厂内回收细粒尾煤的机械设备

浮选尾煤中的细泥在浓缩机中沉淀后（包括加絮凝剂），但缺少有效的厂内回收设备，细泥仍难以回收，尾煤中的细泥还在洗水中积聚。若用真空过滤机回收浮选尾煤，滤液浓度高达 200g/L 左右，当浮选尾煤灰分为 55% ~ 60%，过滤机煤饼厚度只有 3 ~ 4mm，所以，浮选尾煤中的细泥只靠真空过滤机做到完全回收是有困难的。压滤机是回收浮选尾煤的有效设备，压滤机基本建设投资虽高于过滤机，但生产维护费用却大大低于过滤机，而压滤机能回收全部细粒尾煤，这是真空过滤机所不能代替的。如过滤机与压滤机并联使用，也可做到细粒尾煤不积聚，但压滤机工作较长时间，因而在选煤机停止生产时，压滤机应回收细粒尾煤。

三、做好洗水平衡工作

在选煤厂，细泥不积聚，浮选尾煤可在厂内全部回收，但如果水量不平衡，加进系统中的水量多于产品带走的水量，则还有剩余水量外排，洗水仍然达不到闭路循环的目的。现在，有人认为，只要外排水的固体含量达到 4 ~ 5ppm 以下，就可以符合环保要求了，这是不全面的。因为尾煤水中除固体物外，还含有一些有害化学物质，而且水又是国家的一项宝贵的自然资源，所以做到洗水全闭路是具有其重要意义的。

过去，为了达到洗水平衡，十分强调控制水量，甚至洗手、冲刷地板都不允许。由于直接浮选清水选煤，就可以从循环水中分出一部分循环水进行深度澄清，利用一个缓冲

池调节，生产用的清水也循环使用，使管理工作大为简化，实现洗水平衡并不困难。选煤生产系统需用的清水可由缓冲池供应，选煤系统剩余水就贮存缓冲池。缓冲池的水面总的讲应该是下降的，如有上升的趋势，一定要控制好系统内新的清水用量。现以邢台选煤厂的洗水闭路循环示意图来说明（见图 4－5－44）。有两个循环系统：其一是煤泥水循环系统。洗水经过主洗机将精煤运送到捞坑；捞坑溢流进入直接浮选原料池然后送去浮选，浮选尾煤进行浓缩并添加絮凝剂，浓度为 0.5～0.6g/L 的浓缩机溢流经过循环水池返回主选机；其中，13mm 以下的精煤由斗子提升机捞出，经脱水筛，筛上进入离心脱水机，筛下水和离心液经煤泥筛控制浮选粒度后流入滤液池；浮选原料分出小部分（约 20% 左右）作为再洗机用水，再洗机第一段排除矸石，第二段揭去跳汰筛板作捞坑出混煤，其溢流流入精煤捞坑，浮选精煤经真空过滤后，滤液入滤液池；尾煤浓缩机底流入压滤机，压滤机滤液因数量小，而且质量不稳定又回到浓缩机。另一是生产用的清水循环系统。冲泵水、盘根冷却水、扫地水、洗手水等生产用清水，使用以后有的直接进入系统，有的除去粗粒后汇入滤液池送去浮选，浮选尾煤浓缩机溢流作循环洗水，将其中分出一小部分入缓冲池深度澄清，经过原来的井下水池，进入生产用清水系统。

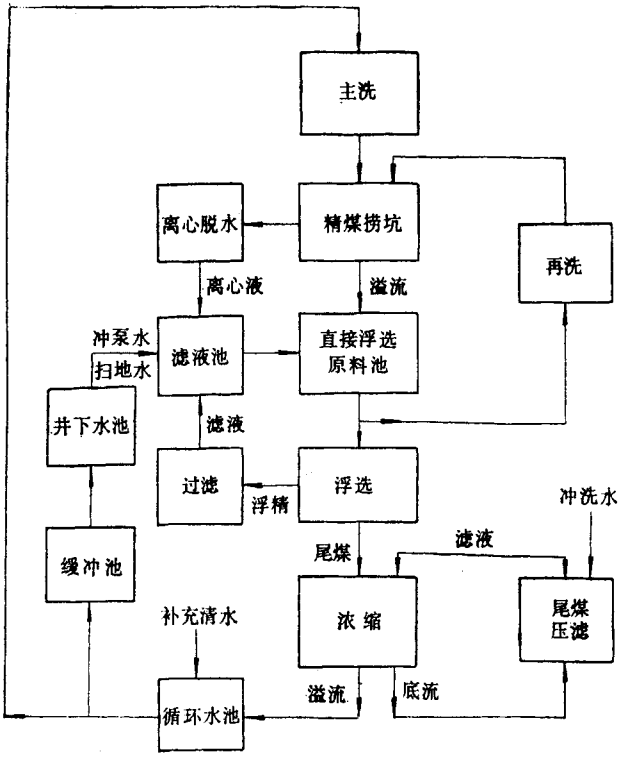


图 4－5－44　洗水闭路循环示意图

为了实现洗水平衡,真空泵冷却水软化后自成循环系统。管道阀门的检修应及时,开、关要灵活 除了一定容量的缓冲池外,要有严格的科学管理,为了便于管理,要整理清水管道和煤泥水管道,只允许一个(或二个)出厂排水口,一个(或二个)清水进厂点。检修和事故放水应贮存起来,再返回厂内处理。选煤厂的洗水平衡工作应有专人管理。

四、考虑浮选尾煤的出路

浮选尾煤在厂内回收多了,往往将尾煤大量掺入中煤,造成中煤水分提高,粘度增加,在装仓上有许多困难,又影响电厂使用。因浮选尾煤没有合适的销路,故尾煤回收系统运转不正常。浮选尾煤可有几种出路 兴隆庄选煤厂的尾煤灰分 45% 左右,用压滤机回收后,供给单烧煤泥的沸腾炉发电厂,使用浮选尾煤发电,这是最合适的做法。也可浮选出 3 种产品,生产高灰分尾煤用压滤机回收后作内燃砖原料,或同洗矸废弃和充填塌陷区。也可将浮选尾煤用选择性絮凝,把高灰分细泥分出去,而灰分 55% 左右的作为燃料。现在有的选煤厂将高灰分尾煤浓缩后排往矸石山,但要保证尾煤灰分附合排放要求,矸石山流出的水的质量应符合环保标准。或将浮选尾煤与型煤同时考虑。或将掺有尾煤的中煤作为其他工业的动力燃料。

第六节　絮凝剂的运用和室外沉淀池

一、絮凝剂的运用

煤泥水中,煤粒和矸石粒的表面都带有负电荷,在颗粒界面上的溶液成分对颗粒表面的电动势(ζ 电位)的数值和符号均有影响,降低颗粒表面的 ζ 电位,可使颗粒凝聚成较大絮团,在水中加速沉降。因此,对煤泥水的水质,煤粒、矸石粒的性质以及絮凝剂进行一些研究,才能对症下药地运用絮凝剂。

使煤泥在水中凝聚,可用无机物和有机物。无机的电解质凝聚剂如石灰水、明矾、氯化铝等水溶液,但在选煤厂没有得到广泛的运用。有机的高分子聚合物,特别是聚丙烯酰胺及其水解体在各选煤厂得到广泛运用,一般用于尾煤水和室外沉淀池。

试验研究认为,尾煤水的水质是沉淀好坏,絮凝剂起不起作用水质是关键。水中钙、镁离子多了,对煤粒和矸石粒的沉淀有帮助,能节省絮凝剂的用量。南山选煤厂原用河

水(软水)选煤,絮凝剂不起作用,当配入大部分矿井下水(硬水)改变了水质硬度,聚丙烯酰胺起了凝聚作用。

不同的絮凝剂,其絮凝作用也不同。如果单纯加聚丙烯酰胺凝聚效果不佳时,添加复合凝聚剂可得到良好的效果。添加什么凝聚剂,其用量多少,应作沉淀试验(参看图4-5-33)。

城子河选煤厂采取分开加凝聚剂的方式,第一次聚丙烯酰胺0.1%水溶液,每m^3尾煤水0.02kg,加在深锥浓缩机的距入料口3~5m处,得到灰分48%以下的底流;第二次聚氯化铝1%水溶液,每m^3尾煤水0.02kg,加于耙式浓缩机入料口,得到灰分80%左右的底流和浓度0.4g/L以下的溢流,起到了选择性絮凝的作用。选煤厂一般使用水解体聚丙烯酰胺,其浓度为0.05%~0.15%的水溶液,加在入浓缩设备的溜槽中,距浓缩设备的入料口以3m左右为宜,用量为每吨干尾煤20g。聚丙烯酰胺胶体不能长期贮存在铁制容器中,在铁制容器中不应超过1~2昼夜。

二、室外沉淀池

利用煤泥沉淀池沉淀煤泥和尾煤都不是一个理想的办法。但是选煤厂总要有两个煤泥池作为存放选煤过程发生事故或设备检修时所放的水。比较理想的办法就是将这些事故放水仍然用煤泥泵打回厂内,用压滤机回收其中的煤泥,水返回选煤系统,一个使用、一个备用,沉淀池的容积以容纳一台耙式浓缩机为度。最近,比较现代化的选煤厂用一台废水浓缩机来代替两个煤泥沉淀池,达到上述目的。

现有的煤泥(尾煤)沉淀池有土池子、毛石砌的池子和正规的混凝土池子。为了防止尾煤水渗入地下污染水源,土池子是不可取的。尾煤(煤泥)沉淀池的挖运方式,有用人工,有用扒斗,也有用机械化的龙门抓斗和桥式抓斗。在地形和设备布置允许的条件下,可将煤泥沉淀池布置在地面,可由马车、汽车直接运输。

设计和生产上机械化程度高又比较正规的一组煤泥池(图4-5-45使用龙门抓斗的沉淀池),一般有三、四个池子,其中一个为入料、一个清理,一个(或两个)静止沉淀与放水。当煤泥水给入池中后,经沉淀,其澄清水清净时,仍可以继续给料,将清水排挤出去。如果澄清水不清,应停止给料,待煤泥水静止沉淀,水比较清净时,可用放水闸门将已澄清的清净水返回厂内复用。不过这样可造成出口处部分煤泥的含水量高,挖掘困难,或放出的'澄清水'浓度过大现象。故许多选煤厂采用沉淀池的两端均可进料,两端流出溢流水的办法,可以保证充分利用沉淀池的体积,消除出口处浓度高的煤泥水,沉淀的煤泥其水分也较低。

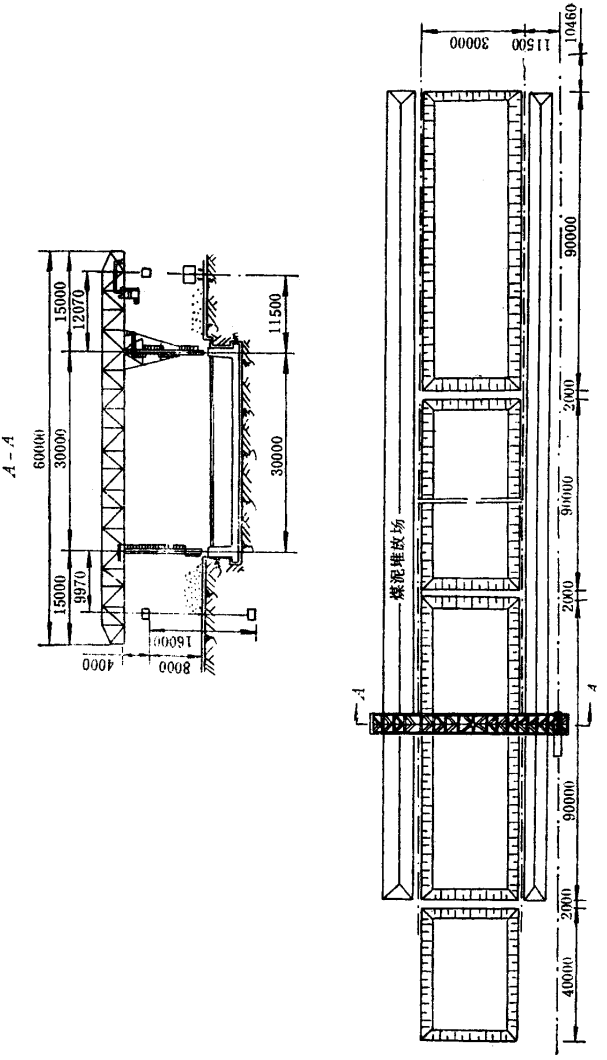


图 4-5-45　使用龙门抓斗的沉淀池

第六章　选煤产品的脱水及干燥

水分也是煤炭的有害杂质，不仅影响到用户的使用，尤其冬季在严寒地区，炼焦煤全水分超过 8% ~ 9% 就结冻。为了便于卸车，当水分超过 8% 就要采取车帮、车底涂油，煤中喷油的措施。不在冬季，水分往往就不被人们所重视，实际上，煤的水分高了，除了影响使用外，在运输中也浪费运输力，对铁路的影响也相当可观。

煤经过分选要增加水分，这是正常的。机械脱水和热力干燥只能脱除外在水分，而外在水分是与煤的表面积即煤的粒度有关的。煤的粒度小，不仅表面积大，煤表面附着的、吸附的水分也多，而且煤粒之间产生毛细管现象，其水分就更难脱除。因此，一般分选后产品的脱水，大都分粒级进行。

设计时选煤产品水分参考指标见表 4 - 6 - 1。

表 4 - 6 - 1　选煤产品水分参考指标

产品名称	脱水设备	水分，%
块精煤	脱水筛	8 ~ 10
	脱水仓	6 ~ 7
末精煤	脱水筛	16 ~ 18
	捞坑斗子提升机	20 ~ 24
	离心脱水机	8 ~ 10
中煤	脱水斗子提升机	20 ~ 24
	脱水筛	14 ~ 16
	离心脱水机	10 ~ 12
矸石	脱水斗子提升机	20 ~ 24

产品名称	脱水设备	水分，%
煤泥	脱水筛	24～28
	真空过滤机	24～28
	沉淀式卧式离心机	24～28
	压滤机	25～30
	沉淀池	30～35
浮选精煤	真空过滤机	24～28
浮选尾煤	真空过滤机	25～30
	沉淀式离心脱水机	25～30
	压滤机	25～30
	沉淀池	32～37
末精煤	热力干燥机	6～7
浮选精煤	热力干燥机	8～9
混合精煤	热力干燥机	7～8

第一节　块精煤的脱水

这里指的块煤，一般粒度大于 13mm 的颗粒，13mm 也与多数离心脱水机的入料上限相符。块精煤先用直线振动筛脱水，筛孔为 13mm，这样既起到筛分作用也起到脱水作用。采用精煤斗子捞坑的流程，13mm 以上的作为最终精煤或进入脱水仓，13mm 以下的精煤进入斗子捞坑。采用筛分机脱水的选煤厂一般采用双层筛子，上层用 13mm 筛孔，下层用 0.5mm 筛孔；13mm 以上的作为最终产品或进入脱水仓，13～0.5mm 的精煤入离心脱水机，小于 0.5mm 的煤泥和水进入角锥沉淀池。VC 型离心脱水机的入料上限可达 75mm，相当于 75～13mm 的块精，也经离心机脱水。

一、筛分机脱水

用作块煤脱水的，大都采用双轴直线振动筛，它的激振器作往复直线运动，但激振器安装时与筛面成 45°夹角，筛面基本为水平安设，物料靠激振器的抛射运动进行筛分和运动。激振器的作用要通过筛子的重心。

直线振动筛的激振器分两种：一种是箱式，一种是圆筒式，其作用原理是相同的(图 4－5－1)。当两个偏重轴，同步相对旋转时，其离心力沿 X 方向的分力总是互相抵消，而沿 Y 方向的分力总是互相迭加的，形成了在 Y 方向单一往复的力。在(1)与(3)的位置上离心力完全迭加，在(2)与(4)的位置上离心力完全抵消。

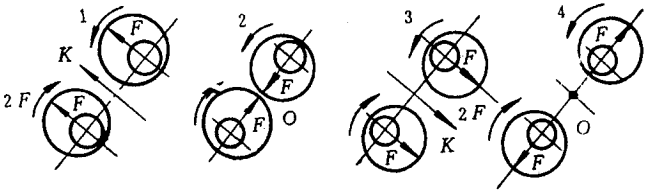


图 4－6－1　直线振动筛激振器工作原理

1.箱式激振器

有的一台筛分机用一个箱式激振器，也有用两个箱式激振器。箱式激振器结构如图 4－6－2 所示。使用箱式激振器的直线振动筛国产的有 DS 系列的筛分机(图 4－6－3)。

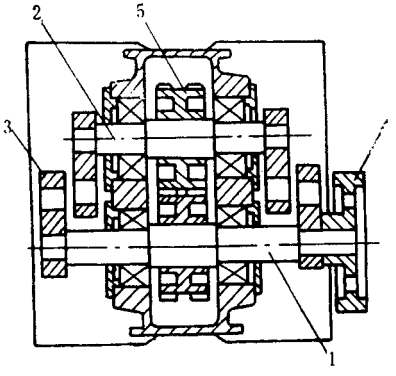


图 4－6－2　箱式激振器

1—主动轴；2—从动轴；3—不平衡重块；4—皮带轮；5—齿轮对

二、筒式激振器

筒式激振器(图 4－6－4)有皮带传动的，也有电动机直接驱动的；有单电动机带动的，也有双电机拖动的。座筛使用筒式激振器可降低筛体。筒式激振器如用皮带传动时，对另一偏心轴则用齿轮传动，达到同步反向旋转，齿轮就有润滑、磨损和发热的问题。若改为两个偏心轴各自用电动机带动，可以取消齿轮，轴承可改用黄油润滑。双机拖动，两轴间并无强迫联系，完全依靠力学关系达到正常运转。

使用筒式激振器如国产的 ZS 系列筛分机(图 4－6－5)

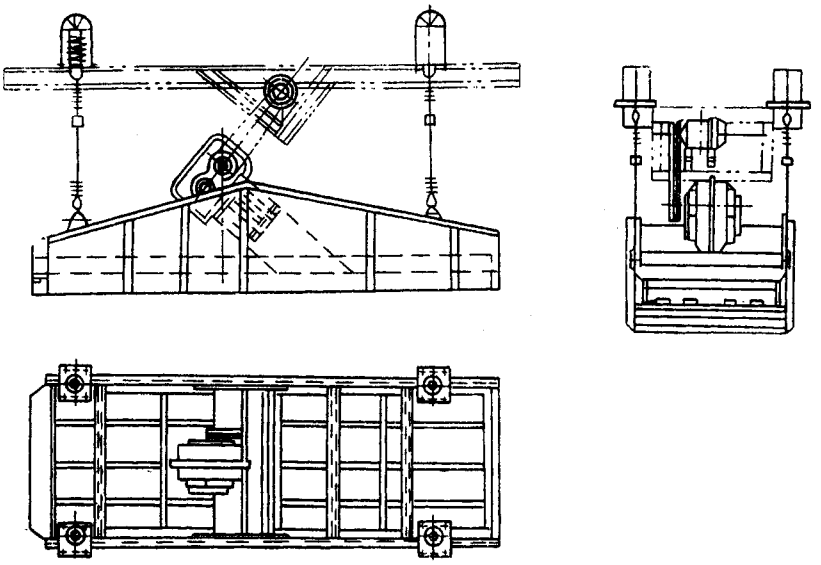


图 4－6－3　DS 系列双轴直线振动筛

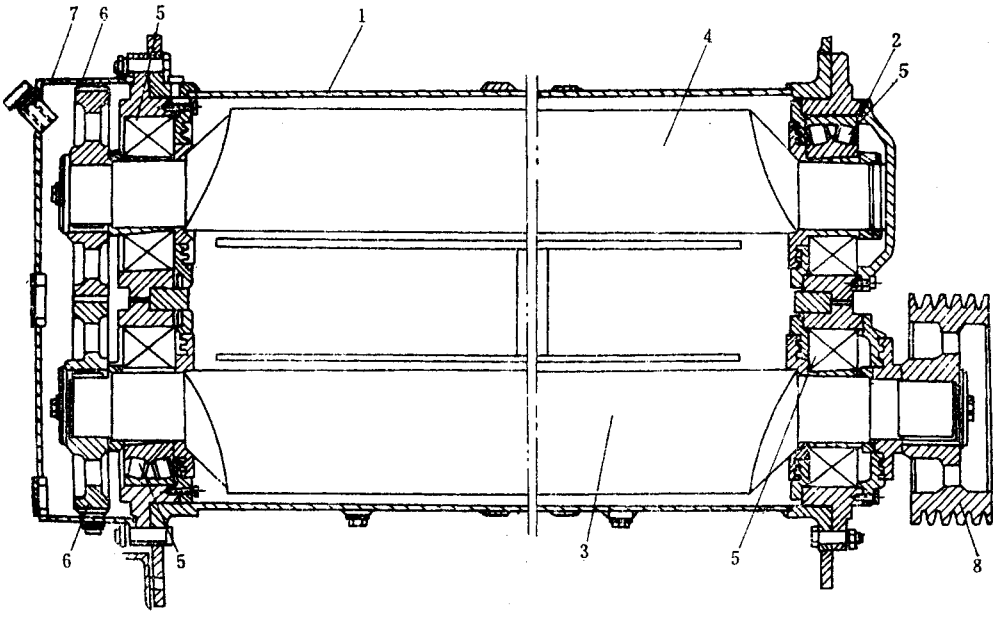


图 4－6－4　筒式激振器

1—外壳；2—轴承座；3—主动偏心轴；4—从动偏心轴；5—双列向心球面轴承；6—齿轮；7—金属罩；8—皮带轮

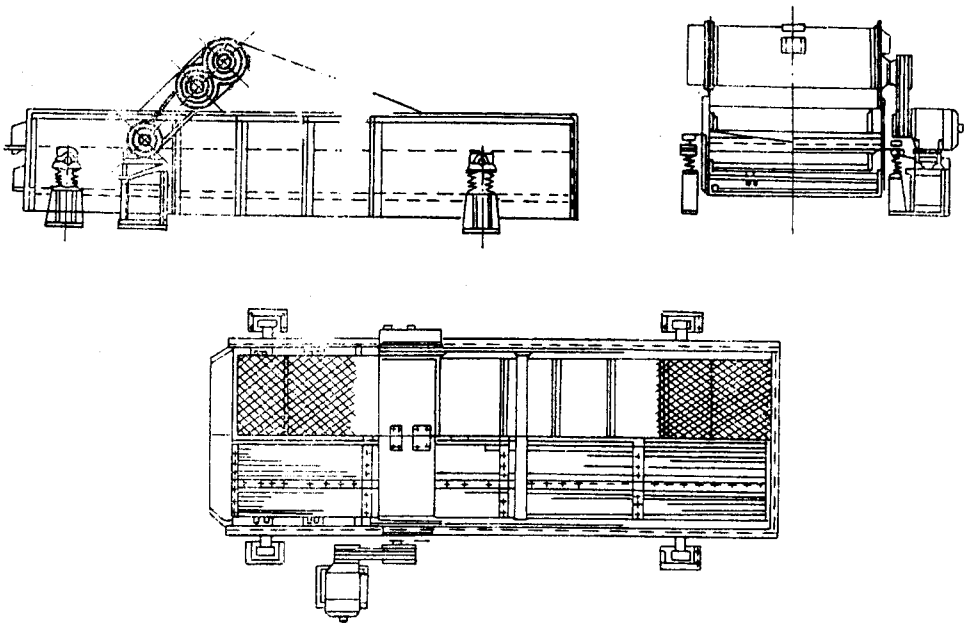


图 4－6－5　ZS 系列双轴直线振动筛

在机械脱水筛之前，如果没有斗子捞坑，则需要预先脱水环节，否则 0.5mm 的筛板容易“跑水”，因此用固定筛或弧形筛先脱去一部分水量，再入机械脱水筛。

固定筛（图 4－6－6）长度在 1、2m 之间，在水流急速的情况下可以适当加宽筛缝。固定筛的泄水能力（见表 4－6－2）。

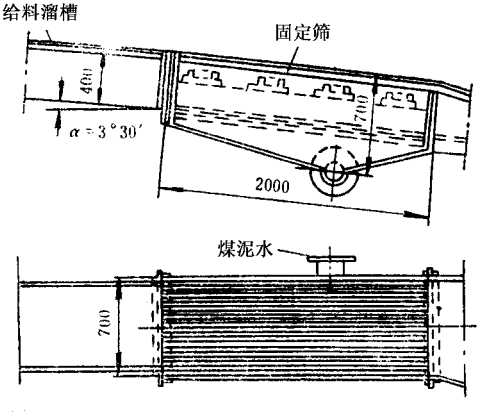


图 4－6－6　脱水用的固定筛

弧形筛的泄水能力为 150～250$m^3/(m^2 \cdot h)$。

表 4－6－2　固定筛的泄水能力

筛　缝，mm	1	0.75	0.5
泄水能力，$m^3/(m^2 \cdot h)$	100～120	80～100	60～80

第二节　末精煤的脱水

一般末精煤脱水是指 13～0.5mm 级精煤的脱水。末精煤对于混合入选的选煤厂，是指斗子捞坑的沉下物 如果精煤直接去筛分机脱水是指脱水筛的第二层筛上物。分级入选时，指末煤跳汰机的溢流精煤。

一、筛分机脱水

末精煤利用筛分机脱水与块精煤脱水相同，就是筛板采用 0.5mm 条缝筛。为了洗涤精煤上沾的泥质，可在末精煤脱水筛上加强力清水喷洗。设计上使用的脱水筛、脱介筛的单位面积煤的处理能力见表 4－6－3。

表 4－6－3　双轴直线振动筛的单位面积处理能力

	不同筛孔(mm)的单位面积处理能力，$t/(m^2 \cdot h)$			
	13	6	0.5	0.25
精煤脱水分级	14～16	10～12		
末精煤脱水			5～7	
末精煤脱泥			7～8	
粗煤泥脱水			2～2.5	1～1.5
块精煤脱介	11～12	9～10		
块中煤脱介	10～11	8～9		
块矸石脱介	9～10	7～8		
末精煤脱介			2～3	
末中煤脱介			1.5～2	
末矸石脱介			1.5～2	

二、离心脱水机脱水

为了进一步降低精煤水分，在重力(筛分机)脱水后，末精煤脱水仍需借助于离心力

场。表示离心机内物料所受离心力大小的指标是分离因素。分离因素是指离心加速度为重力加速度的倍数。在选煤厂过滤型的离心脱水机其分离因素一般为 80 ~ 200。

(一)刮刀卸料离心脱水机

过去离心脱水机是惯性卸料,该离心机处理量小、机体重量大。刮刀卸料离心脱水机的筛篮与带刮刀的转子同向旋转,如我国生产的 LL - 9 型,筛篮为 558r/min,刮刀为 551r/min 煤在筛篮和刮刀之间运动,煤表面附着的水和煤泥在离心力作用下甩出筛网,煤被刮刀推向下方卸出(图 4 - 6 - 7)。由于在螺旋刮刀强迫作用下,细粒煤脱水后水分较低。LL - 9 型离心机的处理量 100t/m。

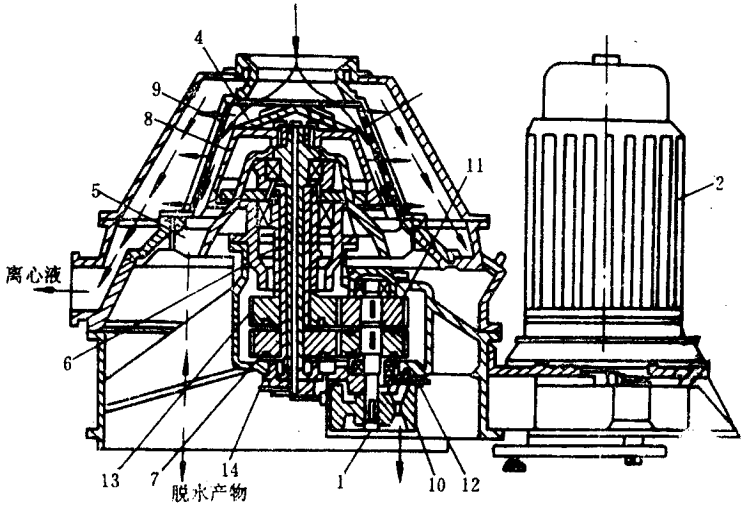


图 4 - 6 - 7　LL - 9 型刮刀卸料离心脱水机

1—中间轴;2—电动机;3—筛篮;4—给料分配盘;5—钟形罩;6—空心套轴;7—垂直心轴;8—转子;9—筛网;10—皮带轮;11、12、13、14—斜齿轮

(二)卧式振动卸料离心脱水机

卧式振动卸料离心脱水机的筛篮卧式放置,在轴向作往复振动,这种振动可以使筛面上的物料往前,而且料层松散,以改善脱水效果。机壳支在长板弹簧上,整机与地板间以橡胶隔振弹簧相隔。图 4 - 6 - 8 为国产的 WZL - 1000 型卧式离心机。振动的可调因素有调节缓冲弹簧间隙(0.3 ~ 0.6mm),调节偏心重量(从偏心轮不加圆柱销到加满圆柱销可使振幅从 1 倍至 1.16 倍),调节激振频率(利用加减剖分式皮带轮垫片由 1497r/min 至 1825r/min)。WZL - 1000 型离心机的处理能力为 80 ~ 100t/h。

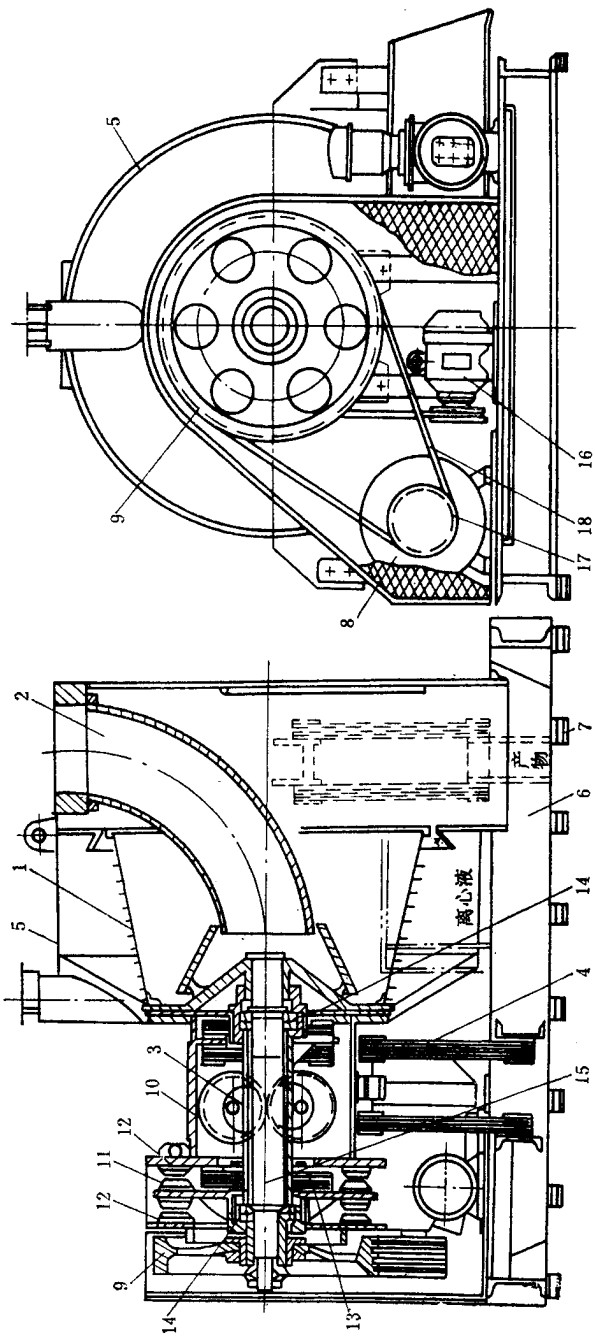


图 4-6-8　WZL-1000 卧式振动卸料离心脱水机

1—筛篮；2—给料管；3—主轴套；4—长板弹簧；5—机壳；6—机架；7—橡胶弹簧；8—主电动机；9、17—皮带轮；10—偏心轮；11—缓冲橡胶弹簧；12—冲击板；13—短板弹簧；14—轴承；15—主轴；16—激振用电动机；18—三角皮带

(三)立式振动卸料离心脱水机

立式振动卸料离心脱水机的筛篮立式安放,物料由中心给入,由于离心力的作用,散向四周,水和煤泥通过筛网脱出,脱水后的煤,沿着筛篮上升,到边缘后卸落。筛篮安装在上、下振动的筛篮架上,并随着架子一起振动。整个机器放置在橡胶弹簧支座上,与建筑物隔振。该离心机的特点是上限可达 75mm,简化了选煤生产系统。VC－56 型立式振动卸料离心脱水机处理 50～0mm 的煤 270t/h,处理 13～0mm 的煤 210t/h。VC－48 型离心机处理 50～0mm 的煤 160t/h,处理 13～0mm 的煤 125t/h。

第三节　浮选精煤的脱水

浮选精煤是选煤厂粒度最小,水分最高的精煤,浮选精煤的脱水,一直是选煤工作的重点之一。

真空过滤机脱水

真空过滤的作用原理如图 4－6－9 所示,滤网套在滤板上,放在煤浆中,用真空泵抽吸,在大气压的作用下,水和部分细泥(滤液)就透过滤网流出,煤泥(浮选精煤)就被滤网所阻,留在滤网上。

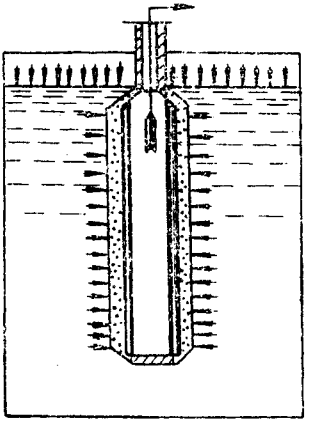


图 4－6－9　真空过滤的工作原理

一、影响真空过滤机的因素

(一)真空度

真空度一般在 26～80kPa(即 200～600mm 水银高)。真空度即滤布内外的压力差。

脱水情况的好坏，可以由真空度反映出来，真空度高，滤布内外压力差大，滤饼水分就低。但影响真空度的原因有各种各样，如真空过滤机分配头漏气、真空过滤机液面埋不住滤扇，真空泵的冷却水温高、水垢厚、水量不足，以及真空系统的原因，还有原料的粒度和浓度、滤饼的透气性等等。为了提高滤布内外的压力差，德国研制了加压过滤技术，将圆盘过滤机置于压力容器之内（图 4－6－10），通以高压空气进行过滤，加压过滤的压差一般为 300～400kPa，过滤后浮选精煤水分为 17%～20%。

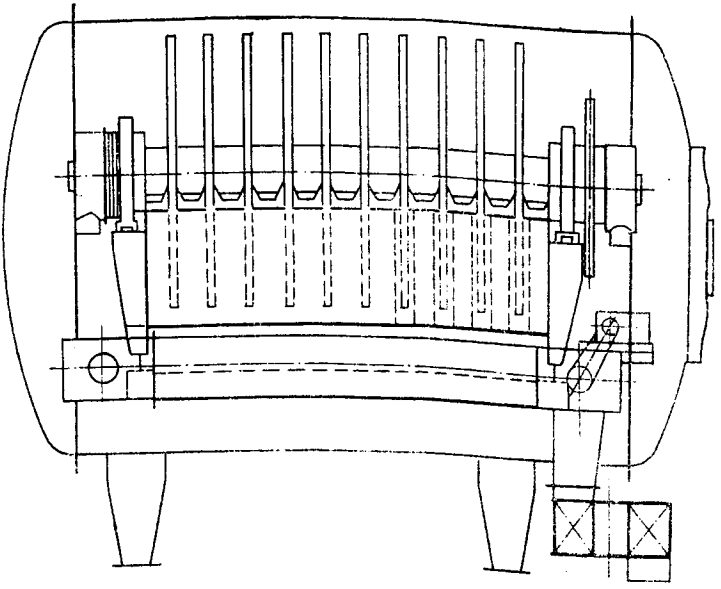


图 4－6－10　加压过滤机

（二）原料的粒度组成

入料粒度组成中细泥（泥质细粒）少，则滤饼的透气性好，真空度即使不太高（难于很高），过滤情况还属良好。如果入料粒度泥质细粒多（如高灰分尾煤），虽真空度很高，但煤饼仍很薄，水分也不低。为了改善入料粒度组成，经常用掺粗粒的办法，使煤饼有一定粗粒以改善真空过滤机脱水情况。

（三）入料的浓度

一般情况下，原料浓度高，过滤情况好，故应保持浓度 300～500g/L。原料中加入絮凝剂、助滤剂可改善过滤工作指标。如果原料浓度过高，会产生整扇滤饼掉入过滤槽的情况，此时应采取稀释过滤原料，往过滤机中加清水。

（四）真空系统

真空系统须严密，减少泄漏情况。一台过滤机尽量对一个真空系统。但为了具有灵

活性，经常将几个真空系统联接起来，应尽量减少闸阀，尤其注意闸阀的严密性。对机器设备也要注意其气密情况，如动静接触面应加以磨平并用粘性黄油密封，滤扇与中心轴的连接处，应加密封胶垫。为了保证滤扇全部沉没在煤浆内，许多选煤厂的过滤机的转速改成电动的无极调速的装置，给料和液位自动调整。

（五）滤网

滤网的材质和网孔尺寸，影响滤饼的脱落情况和水分。现在真空过滤机使用的滤网有尼龙丝编织和不锈钢丝网，尼龙丝网加工修补容易，但滤饼的脱落情况较差，水分较高；不锈钢丝网的滤饼脱落情况较好，但难于修补。因为滤网的机械强度等问题，一般使用的尼龙丝网网孔为 60 目。停机时要卸去机中存料，滤扇用清水冲洗干净。

（六）给料方式

现在真空过滤机是前边脱落煤饼，后边给料，这样滤扇先吸细粒度物料再吸粗粒。有的选煤厂改造为前侧进料，使过滤圆盘一开始就接触较粗的粒度而最终才遇到细粒，使滤饼的粒度结构改善，从而改善过滤效果。

（七）卸料方式

现在真空过滤机的卸料都是用风压为 0.1 ~ 0.15MPa 的压缩空气吹落，但是被吸出的滤液在回吹时有一小部分被带回去，使脱水滤饼的水分增加。为了解决吹风卸料增加水分的问题，盘式真空过滤机采用刮刀卸料的办法，刮刀是用塑料制的，但滤盘必须上正和牢固；筒式真空过滤机则采用折带卸料的方法，但要防止折带跑偏。

（八）温度

入料温度高而煤浆的粘度低，滤饼水分可降低。用密封罩和 120 ~ 130℃的过热蒸气加热煤饼和煤浆，可以使煤饼水分降低。

二、真空过滤机

（一）圆盘式真空过滤机

圆盘式真空过滤机如图 4 - 6 - 11 所示，其工作原理见图 4 - 6 - 12，圆盘按指示方向转动，依次经过过滤区（Ⅰ），干燥区（Ⅲ）和滤饼吹落区（Ⅴ），在分配头的作用下，Ⅰ、Ⅲ区与真空系统相连时，Ⅰ区抽吸煤浆在滤扇上形成煤饼沉积，Ⅲ区在空气中继续由真空系统吸出煤饼的水分与湿气，Ⅴ区通入压风将煤饼吹落。为了防止Ⅰ、Ⅲ、Ⅴ区串通，Ⅱ、Ⅳ、Ⅵ区为过渡区，将相邻两区隔断。为了易于将滤饼吹落，装有瞬时吹风装置，当吹风口与滤扇管子对准时，通过拨杆机构突然接通风管，进行吹风。圆盘过滤机中有搅拌装置，防止煤浆中粗粒沉淀，如果原料中粒度较细不易沉淀，也可以不经常用搅拌装置。

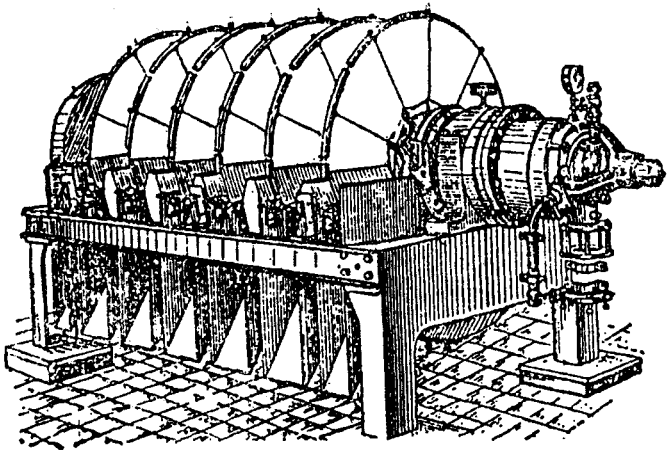


图 4－6－11　圆盘式真空过滤机

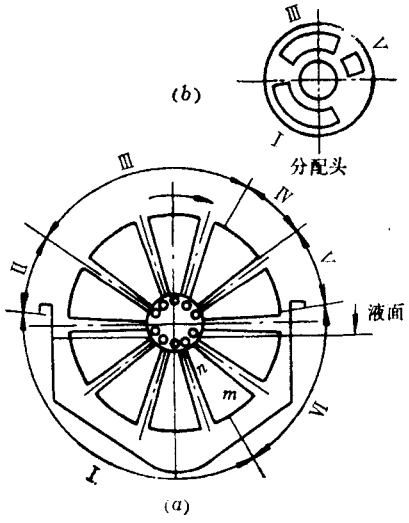


图 4－6－12　圆盘式真空过滤机的工作原理

圆盘式过滤机的过滤面积有 $58m^2$、$116m^2$ 和 $200m^2$ 的。设计处理能力以 $t/(h\cdot m^2)$ 计算，当浮选精煤入料浓度为 250～350g/L 时，处理量为 0.25t 左右；浮选尾煤浓度为 350～400g/L 时，处理量为 0.09t 左右。

(二)圆筒式真空过滤机

圆筒式真空过滤机(见图 4－6－13)的作用原理与圆盘式相似，但因滤饼的粒度结构较均匀，由于在圆周上过滤时间较长，因此滤饼水分较低。但在相同过滤面积，圆筒式真空过滤机占用的厂房体积较圆盘式大，现在大都采用圆盘式真空过滤机。国产的圆筒式

真空过滤机最大过滤面积为 $40m^2$。

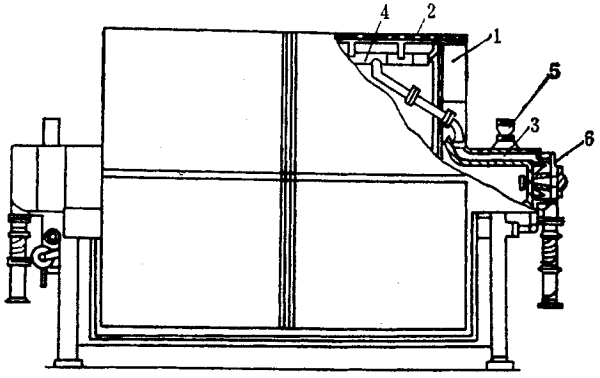


图 4－6－13　圆筒式真空过滤机

1—筒体；2—筛板；3—喉管；4—滤液管；5—轴承；6—分配头

(三)折带式真空过滤机

折带式真空过滤机是从圆筒式过滤机改进而来的，它不用吹风或刮刀落饼，而是将滤布绕过卸料辊，滤饼开裂后利用重力脱落，适合于粘性物料。其工作原理如图 4－6－14 所示。为了改进过滤效果，采用安装的喷咀冲洗滤布。折带过滤机最大的缺点是滤布跑偏，故应仔细地调整滤布托辊的斜向。曾有一度将折带过滤机用于回收浮选尾矿，但其效果较差。

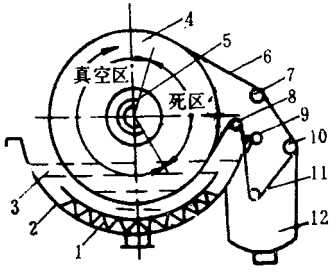


图 4－6－14　折带式过滤机工作原理

1—搅拌器；2—装料槽；3—矿浆；4—筒体；5—分配头；
6—滤布；7—托辊；8—变向辊；9—喷水管；10—卸料辊；
11—张紧辊；12—清洗槽

三、真空设备的配置

真空设备是为真空过滤机服务的，其中包括真空泵、气水分离器、自动放水罐。由真

空过滤机至一段气水分离器、由真空泵至冷却水池都是自流的。用真空的力量提高滤液高度，其效果是不好的，容易造成煤泥沉积。

(一)水封泄水

如果真空过滤机的水、气出口处高于地面 9m 或以上，可以用水封泄水的方式如图 4－6－15a 所示。一个大气压相当于 98kPa(即 10m 水柱)，而真空度不超过 77kPa(即 600mm 汞柱)，有 9m 以上即可自流泄水。

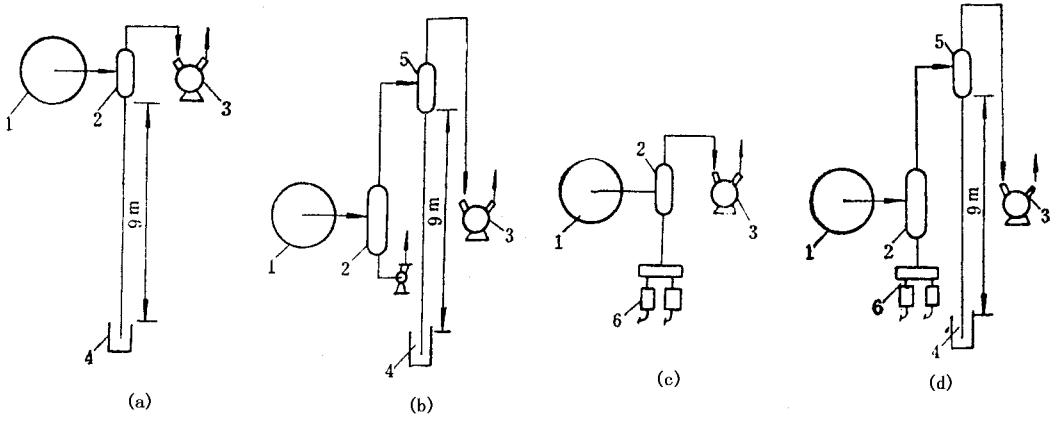


图 4－6－15　真空设备的配置

a—水封泄水；b—水封和泵泄水；c—自动放水罐泄水；d—水封和自动放水罐泄水

1—真空过滤机；2—气水分离器；3—真空泵；4—水封箱；5—二段气水分离器；6—自动放水罐

(二)泵和水封泄水

如果真空过滤机的水、气出口是在 3～5m 处，可以用泵和水封泄水如图 4－6－15b 所示。需两段气水分离器，第一段气水分离器下方用泵抽出滤液，第二段气水分离器以 9m 以上的水封泄水。第一段的泵的开停，在一段气水分离器中有浮标电接点控制，水满时开泵，水将抽完时断开，防止与大气相连。

(三)自动放水罐泄水

如果真空过滤的水、气出口是在 3～5m 处，可用自动放水罐泄水如图 4－6－15c 所示。自动放水罐有机械式浮筒，或电接点开关。利用自动放水罐只用一段气水分离器，可以免除泵的时开时停。

(四)自动放水罐和水封泄水

自动放水罐泄水，有时滤液进入真空泵，产生真空泵抽黑水现象，对保持真空泵冷却水的清净极为不利。可以用两段气水分离器，真空泵抽吸二段气水分器的空气，用自动

放水罐代替泵抽放一段气水分离器的滤液。这时第二段气水分离器应有 9m 以上的泄水高度如图 4－6－15d 所示。

四、自动放水罐

(一)浮筒型自动放水罐

浮筒型自动放水罐的原理如图 4－6－16 所示。该图是自动放水罐处于 1_a 浮筒下落时，2_a 排液口由真空作用下吸合，4_a 进气口也处于吸合状态，3_a 排口打开，由于 1_a 下落，1_b 上升，浮筒上的泄液活盘 3_b 盖住进口，并打开 4_b，进入空气滤液自重使 2b 打开排水；滤液不断上升，浮力将浮筒 1_a 顶起，在盖住 3_a 的同时 3_b 打开，在真空作用下，2_b 与 4_b 关闭，滤液进入 B 桶，2_a 将同时打开泄水，如此交替进行。但实际经验表明，因排液周期短，频繁开闭使真空系统的真空度降低，故应合理规定几个开口的尺寸，使排水周期达到 4min 左右。

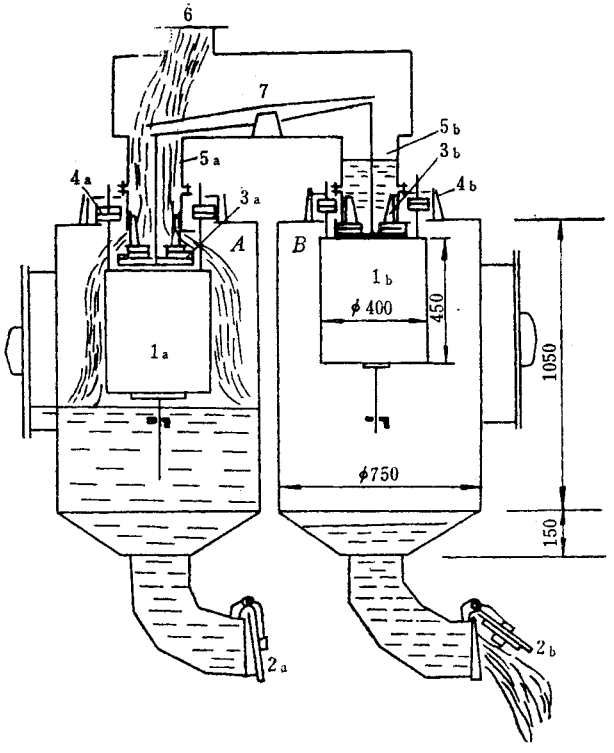


图 4－6－16　浮筒型自动放水罐
A—左侧水罐；B—右侧水罐
1—浮筒；2—排液口；3—排口；4—进气口；5—滤液通道

(二)电控型自动放水罐

电控型自动放水罐的原理如图 4－6－17 所示,其动作原理与浮筒型的相似,不过是用电极 4_a、4_b 作为接点,控制电磁铁 5 处于上、下两个位置,使真空系统接通 A 罐或 B 罐,使 B、A 两罐交错排泄滤液。由于不用浮筒,贮存滤液的体积大大增加,排泄周期增长 1 倍以上,影响真空度少了。但电极使用时间长,被煤泥和湿气影响,事故较多。为此有的厂将电极更换为浮标开关,由浮标带动磁铁,隔桶开动电触点,控制五通阀效果较好。

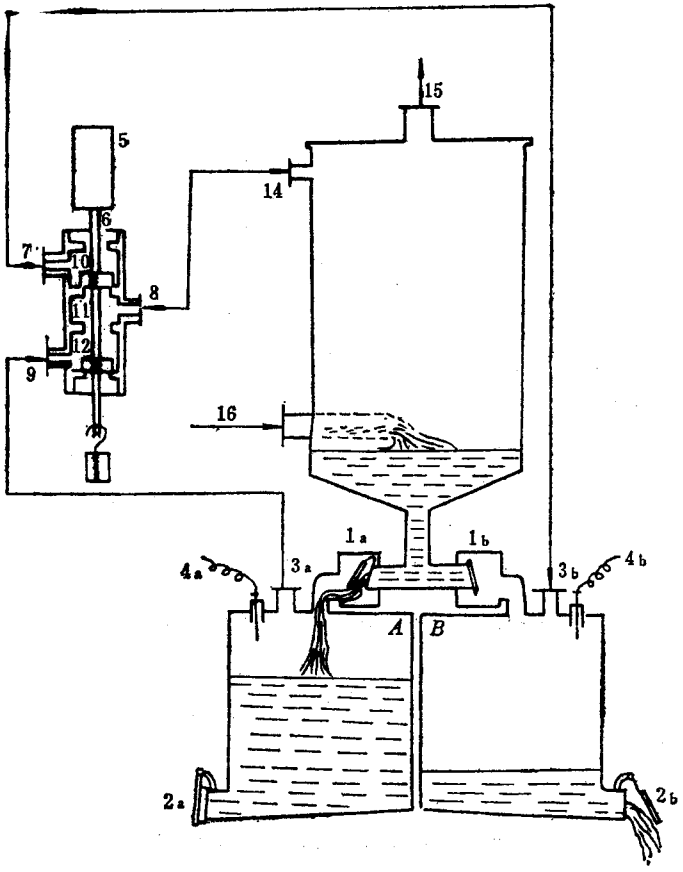


图 4－6－17　电控型自动放水罐

A—左侧水罐;B—右侧水罐

1—排口;2—排液口;3—进气管;4—电极;5—电磁铁;6—带有阀盖 10、12 的联杆;

7、9、8、14—通气口;11—电磁阀;15—接真空泵;16—接真空过滤机

第四节　浮选尾煤、中煤和矸石的脱水

一、浮选尾煤的脱水

浮选尾煤本身价值低，而且粒度微细，粘度大，灰分高，脱水存在很多困难。许多选煤厂寄希望于真空过滤机，特别是折带过滤机。但生产实践表明，效果并不理想，不能全部回收尾煤。有的厂为了浮选尾煤能使用真空过滤机回收，将浮选尾煤灰分降到35%左右。尾煤中精煤损失增加。一般浮选尾煤灰分为55%～60%，用真空过滤机回收就产生了困难，滤饼只有3mm左右，滤液浓度高达200g/L左右。如果尾煤灰分达到70%以上，即可以废弃，则用真空过滤机回收是不可能的。但是浮选尾煤脱水不好，将严重污染环境，出于环境保护的原因，也必须重视浮选尾煤的脱水、回收工作。

真空过滤的内外压力差小，对于浮选尾煤是不可能得到理想的效果的，人们就转向离心力场和外力挤压脱水方面。在离心力场脱水的沉降式离心脱水机、沉降过滤式离心脱水机，利用外力挤压的箱式压滤机和带式挤压机。当然这些设备，同样也适用于煤泥和浮选精煤的脱水。

（一）沉降式离心脱水机

沉降卧式离心脱水机的形式不少，但其作用原理都相似，是由两个同心圆锥体（多数是圆柱和圆锥的复合体）组成，外筒没有任何缝隙的柱体，内筒带有螺旋刮刀，刮刀在两筒之间，两筒同向旋转，有2%～4%的转差，由一台差动减速机传动，一般内筒转速稍低于（也有稍高于）外筒。煤泥水从中间给入，在离心力的作用下，甩向四周，颗粒沉向四周筒壁，由刮刀向前推进，同时进一步脱水，最后从排料口排出，澄清水由溢流口流出。因此，沉降式卧式离心脱水机一般分为沉淀区和脱水区两段，沉淀区有的呈圆筒状，有的呈锥体，脱水区均呈圆锥体。

图4－6－18为我国生产的WX－1型沉降式离心脱水机。以煤泥水计的处理量180m^3/h，以煤计为25～30t/h。

范各庄选煤厂使用从德国引进的沉降式离心脱水机，入料加絮凝剂时离心液浓度为4.3g/L，不加絮凝剂时为194g/L。

（二）沉降过滤式离心脱水机

如果将沉降式离心脱水机的脱水区加一段筛网，将已经沉淀的煤饼进行离心过滤脱

水，这就是沉降过滤式离心脱水机。澄清水和过滤的离心液可分开排出，为给筛网冲洗设有清水管。沉降过滤离心脱水机一般用于浮选精煤和煤泥的脱水。图 4－6－19 为我国由德国引进的沉降过滤式离心脱水机。处理能力为 10t/h 干煤泥。

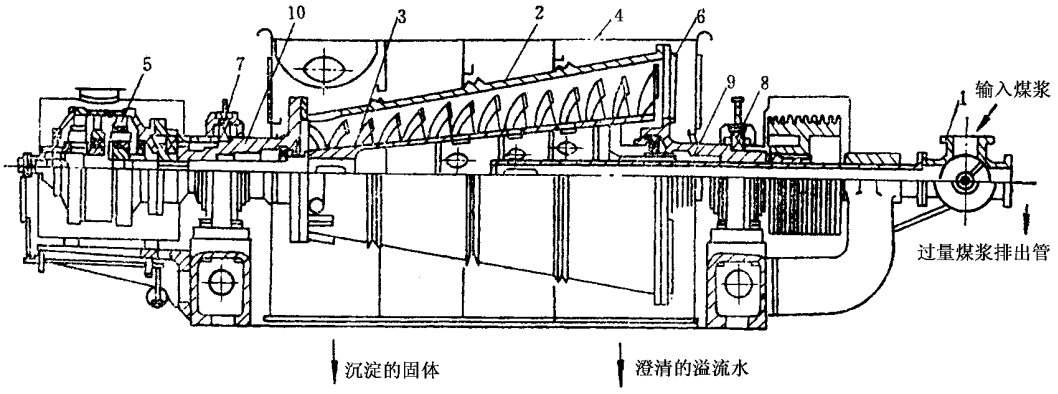


图 4－6－18　WX－1 型沉降式离心脱水机

1—三通阀门；2—转筒；3—螺旋；4—外壳；5—行星齿轮减速器；6—转动阻板；7、8—轴承；9、10—空心轴颈

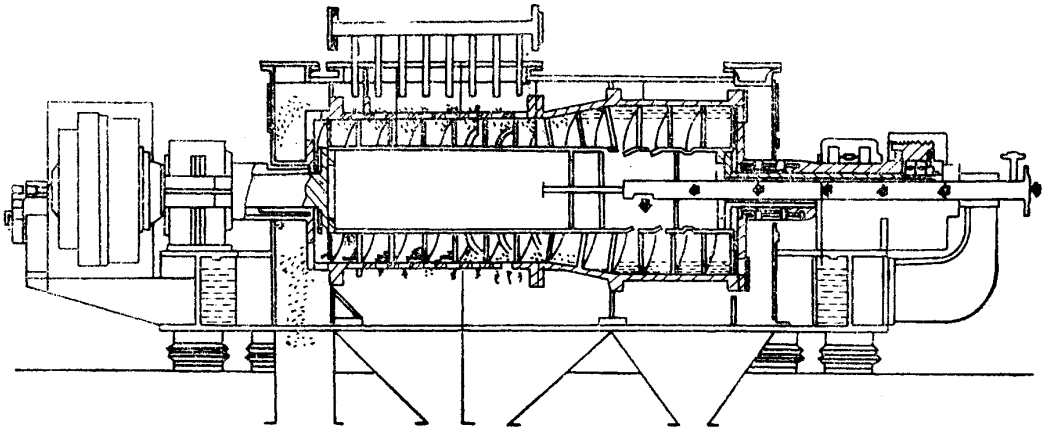


图 4－6－19　沉降过滤式离心脱水机

（三）带式挤压机

带式挤压机是由两条过滤带组成的，形成一个楔形区，原料通过贮存仓给入挤压机，在进入挤压机之前，加入适量的絮凝剂。挤压机的辊子直径由大到小，尾煤在楔形区里由厚变薄，受到两条滤带上、下剪切和挤压，将水挤出，煤饼在机头卸料。图 4－6－20 为挤压机的工作原理。YDP－1000 带式挤压机用于回收浮选尾煤。煤泥处理量 9～10t/h。

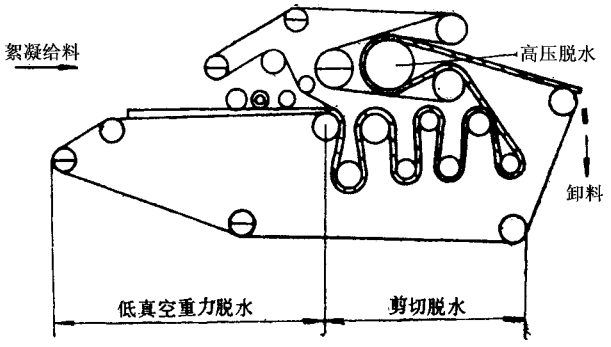


图 4－6－20　带式挤压机的工作原理

(四)箱式压滤机

箱式压滤机有多种形式,在化工、医药、陶瓷行业早已运用,但处理量大的煤用压滤机的使用还是近几年的事。一般回收浮选尾煤用的为箱式压滤机(或称室式)。由于该设备能全部回收尾煤,产生“清水”,无高速运动部件,噪音小,动力消耗少,生产费用低等优点,虽则机体较大,按单位设备重量计算生产量小,基建投资大等缺点,但还是得到了广泛的推广运用。在目前情况下,压滤机对浮选尾煤的脱水作用,别的设备是难于代替的。

压滤机的工作原理如图 4－6－21 所示,滤板上包上滤布,两块滤板合在一起中间组成滤室,由头板的油缸顶压使各块滤板压紧、密封(一般使用 11MPa)。然后将煤浆从尾板压入,利用泵的压力(0.6～1MPa)使水透过滤布,而固体颗粒留在滤室内,形成煤饼。最后用开框机构将滤板一块一块拉开,滤饼即可卸出。

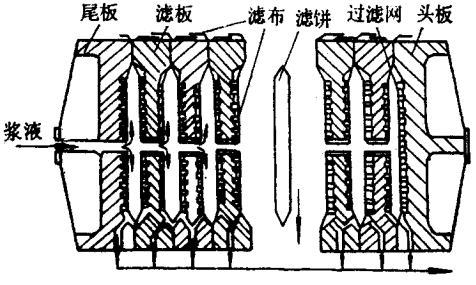


图 4－6－21　箱式压滤机的工作原理

给料、煤浆加压有用调速泵的(开始给料时,量大而压力小,而后则量小而压力大),有用煤浆泵的,也有用密封容器加压缩空气的。用压缩空气可以减轻煤浆泵加压的机械磨损。

开框机构有用电动机带动链钩循环运转的，有用油压马达带动拉钩作往复运动的。从目前看，以油压马达作往复运动的较佳。

为了卸饼方便滤布的上部（给料口以上）制成活动吊挂形式（见图 4－6－22）当两块滤板一拉开，滤饼因自重脱离滤布而卸落。一般用活动滤布时，一块滤板用两层滤布，中间为固定滤布。钢骨架橡胶滤板，可减少滤板压紧的压力（可达 7MPa），降低滤布的磨损。为了进一步脱水，国外有用橡胶隔膜在形成滤饼后加压缩空气进一步挤压，以降低滤饼水分。

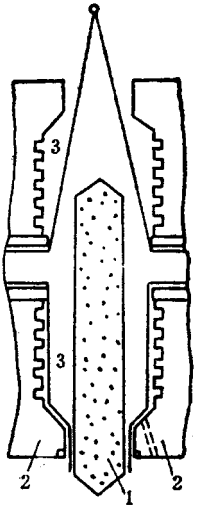


图 4－6－22　箱式压滤机的吊挂滤布

1—正在下落的滤饼；2—滤板；3—滤布

压滤循环时间与原料粒度、浓度、入料压力、最终滤饼水分有关，应对此进行一些试验与研究。一般尾煤灰分在 55%～60%，浓度在 500g/L 以上时比较合适。尾煤灰分低，泥质过少，形成滤饼不紧、松散。如果灰分过高，泥质过多，压滤循环的时间加长，而且滤饼水分高、而软。提高入料压力，要求的滤饼水分高，可以缩短压滤循环时间。

二、中煤和矸石的脱水

中煤、矸石为选煤厂的副产品，特别是矸石不应作长途运输，因此，中煤、矸石的水分要求没有精煤那样严格。一般中煤、矸石用斗式提升机脱水（图 4－6－23）。斗式提升机是脱水和运输相结合的设备，勺斗壁上有小孔，藉以泄水。斗式提升机倾斜在 60°左右，为了避免上一斗子脱下的水滴入下一个斗子中。斗子中的物料作为最终产品时，一般一个斗子、一个空挡地间隔开，斗子的速度为 0.16～0.17m/s，斗式提升机离开水面的长度

为 5m 以上。如果斗子作为提升循环处理的物料，或是斗式提升机的物料还有筛分机继续脱水，那么，它的离开水面的长度可以缩短，斗子的速度可以加快为 0.27m/s，并可使用连续斗子。

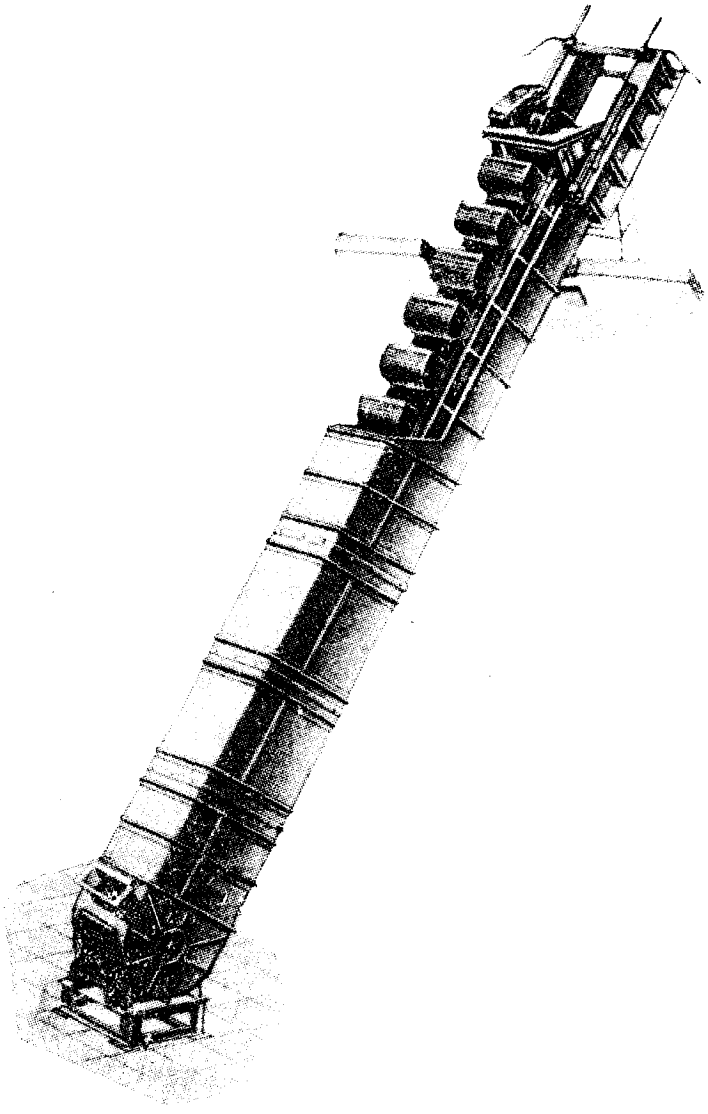


图 4－6－23　脱水斗式提升机

最终中煤的脱水，水分要求较为严格时，在脱水斗子后还用筛分机脱水，再用离心脱水机脱水。如果斗式提升机脱水情况较好时，也可在脱水斗子后直接进入离心脱水机。

第五节　选煤产品的热力干燥

选煤厂生产中，热力干燥主要为了选煤产品的防冻，其次是对某些用户的特殊要求。热力干燥的对象，主要是离心脱水以后的末精煤和真空过滤以后的浮选精煤。因为热力干燥的成本较高，管理复杂，而离心脱水机的脱水效果逐步改善，因此，热力干燥逐步向单独干燥浮选精煤或少数煤泥产品方面发展。

干燥过程如图 4－6－24 所示是用燃烧炉（燃料有中煤、煤气、油料，甚至有的用精煤）产生的热烟气，由引风机抽吸，经过干燥机与湿煤进行热量交换，干燥后的产品水分可按要求掌握，一般以 7%～8%为度。干燥后的烟气中，含有大量煤尘，一般要进行两段集尘，首先用旋风集尘器集尘，再用湿式除尘器净化空气。若用三段集尘时，中间加多管集尘器集尘。热力干燥系统设有若干个强度较小的钢皮作为安全口的盖板，万一遇到爆炸，安全口的钢皮首先爆破。电气设备采用隔爆型。

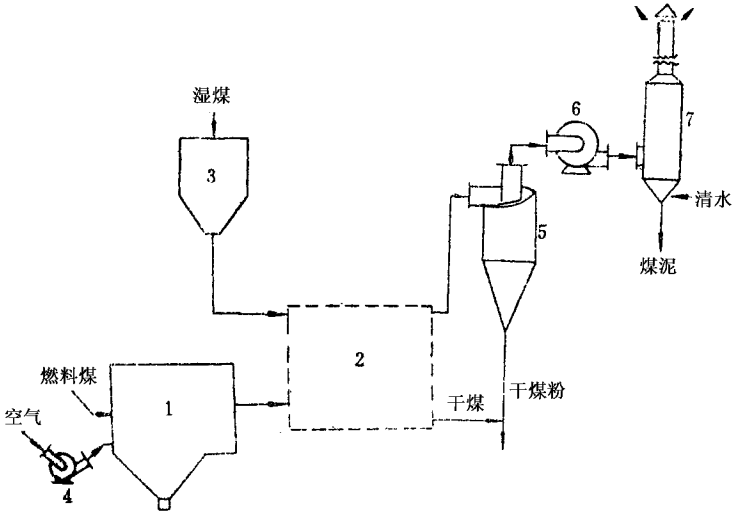


图 4－6－24　干燥流程示意图

1—燃烧炉；2—干燥机；3—湿煤煤仓；4—鼓风机；5—旋风集尘器；6—引风机；7—湿式除尘器

一、滚筒式干燥机

滚筒式干燥机如图 4－6－25 所示，圆筒向物料行进方向倾斜 3°～5°，烟气和物料的

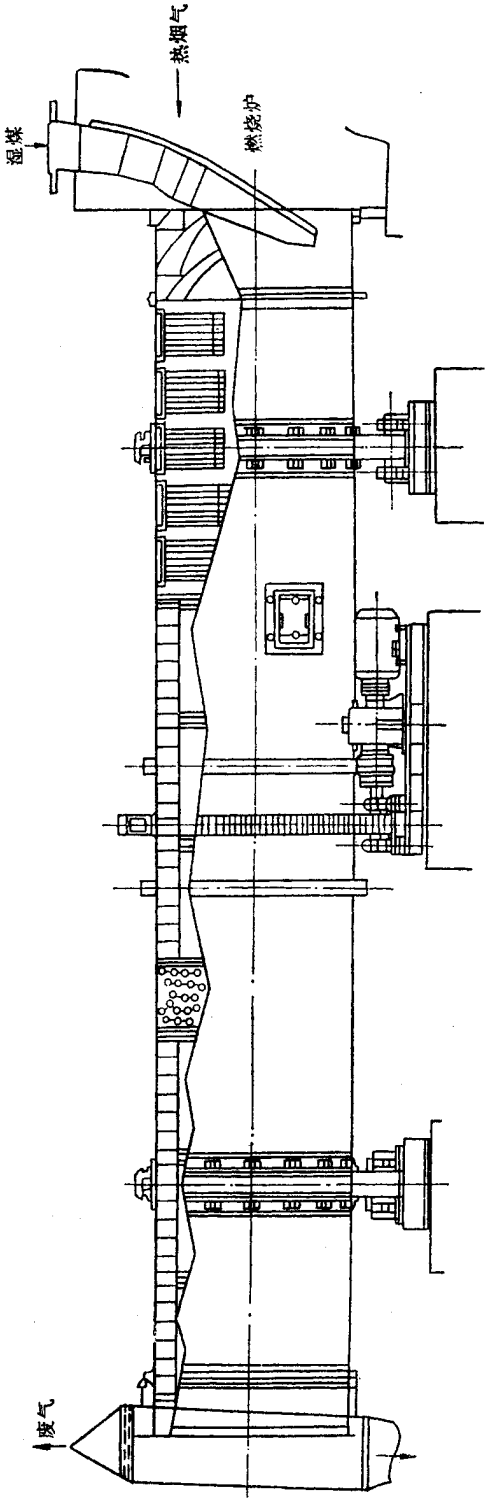


图 4-6-25　滚筒式干燥机

运动，干燥机分顺向型和逆向型两种，一般采用顺向型干燥机。干燥机内挂有抄板、链条、十字板等，用以松散物料防止煤泥沾在筒壁上。煤炭科学院总院唐山分院对滚筒式干燥机的内部结构进行了研究，改进了干燥工作，其内部结构如图 4－6－26 所示。浓筒式干燥机操作管理比较方便、安全，可以单独干燥浮选精煤或煤泥。其直径为 2.8～2.4m，长 14～18m，其汽化强度见表 4－6－4。

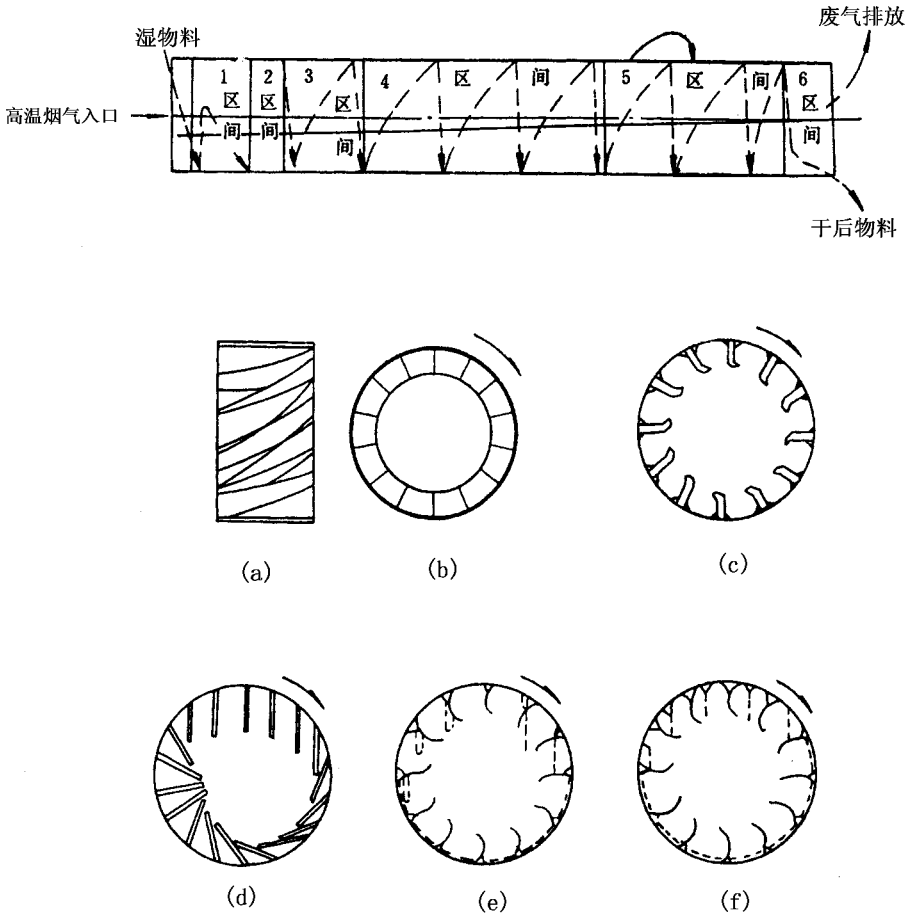


图 4－6－26　改进后的滚筒式干燥机内部结构

a—给料端纵剖面；b—1 区间横断面；c—2 区间横断面

d—3 区间横断面；e—4 区间横断面；f—5 区间横断面

二、管式干燥机

管式干燥机如图 4－6－27 所示，热烟气由引风机抽吸，需干燥的物料采用抛煤机给

入干燥机的下部，大部分物料由热气流带其上升，同时进行干燥，最后，经旋风集尘器收集后落入仓内，少部分热气流带不上的物料，由干燥管的下部阀门排出。这种干燥机不能单独干燥浮选精煤，对团粒较粗、较粘的物料干燥效果不好。管式干燥机一般长度为15～20m，直径800、900mm，汽化强度较大为250～300kg/(m³·h)。

表4－6－4　滚筒干燥机的汽化强度

干燥物料	粒度，mm	汽化强度，kg/(m³·h)
末 精 煤	13～0	65
浮选精煤	0.5～0	85～90
混合精煤	13～0	55

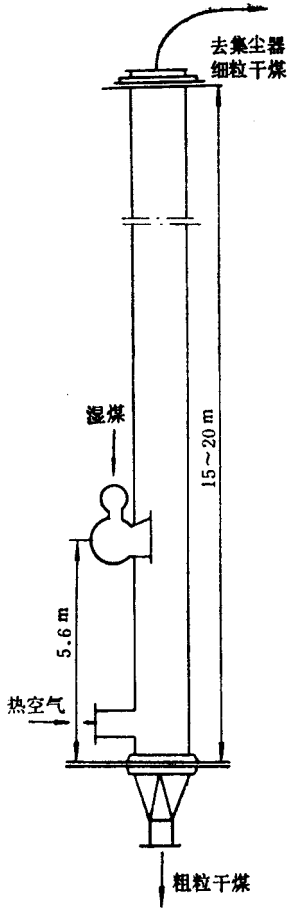


图4－6－27　管式干燥机

三、井筒式干燥机

井筒式干燥机如图 4－6－28 所示。干燥机断面为矩形，在两壁上有若干个交错排列的松散轮，入料从顶部给入，热气流由下部进入，由于松散轮的作用，煤流在干燥机内层层洒落与热气流相遇，对浮选精煤多的入料进行干燥，比较有利。干燥机断面尺寸 1.1×3.1m，有效高度 8m，汽化强度为 80～140kg/(m^3·h)。

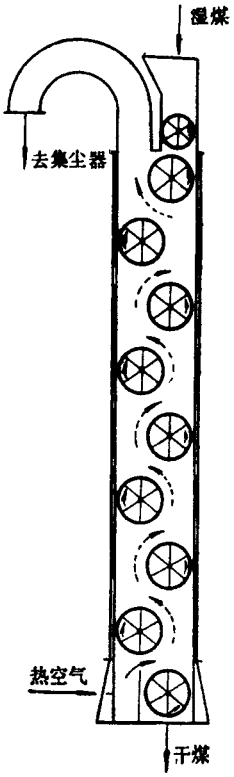


图 4－6－28　井筒式干燥机

四、沸腾层干燥机

沸腾层干燥机如图 4－6－29 所示。由燃烧室来的热气流用鼓风机从沸腾床下送入，热风压力足以克服阻力并使物料呈流态化，干燥后的物料由排料口排出。烟气经过引风机抽吸，煤尘由旋风集尘器收集后混入干燥后的物料中，并有一部分供磨煤机磨至 70μm，用鼓风机喷入燃烧室燃烧。经旋风集尘器处理后的烟气进入湿式除尘器，煤尘和水打入煤泥池。这种干燥的处理煤量可达 45～55t/h 或蒸发 3～45t/h 水气，沸腾层干燥

机适合于 37.5～0mm 的湿煤。

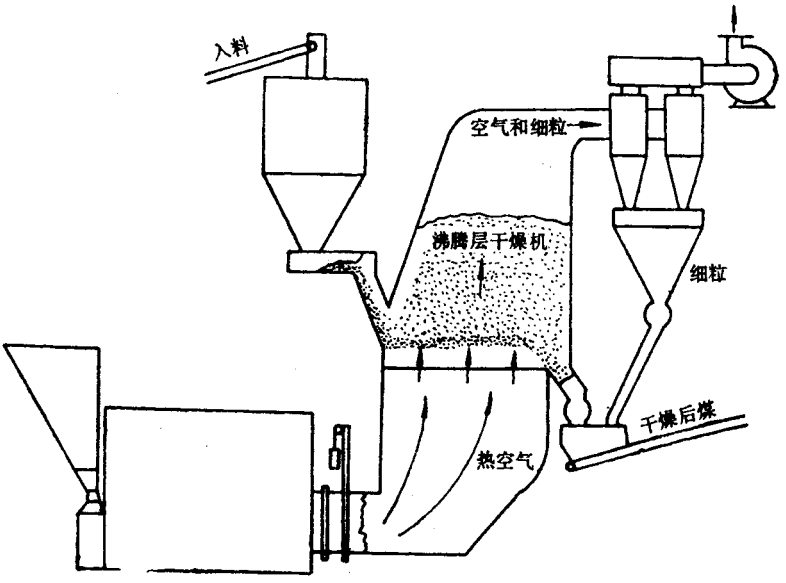


图 4－6－29　沸腾层干燥机

第七章　选煤厂煤炭的质量和数量检查

为了保证最终产品的商品煤其灰分和水分的合格，选煤厂要加强生产过程中煤炭的质量检查。选煤生产过程中的检查也是为了寻找问题，总结经验，说明各班的生产成绩，及时地指导并调整设备。选煤厂的工作结果好坏和入选原煤的质量、数量有着密切的关系，对入选原煤的煤层煤袢和生产煤样检查，可参阅原煤质量检查的内容。如煤的硫分较高，对选煤产品又有硫分的要求，应作硫分的检查。

一、煤样的采取

为了测定煤炭的质量，从一批一定量的煤炭中，采取一小部分煤炭，在物理和化学性质上能代表这一批煤炭的称为煤样。采样是个十分关键的工作，煤炭的质量检验就是采样、制样、化验，而采样是其中最容易出错的，如果采样不正确，则以后一切工作存在着假相，因此，采样要完全剔除人为因素，应采用机械化采样。

煤样的总样是由若干个子样组成的，要采多少子样才有代表性，取决于煤的不均匀程度和所要求的准确度。国家标准、部颁标准以及企业标准小样份数，就是按照这个要求规定的。应严格遵照这个小样的份数和每份小样的重量进行，并认为它们具有代表性。子样最小重量的规定，一般依据被采样煤炭的最大粒度，总样重量要满足试验内容的要求，但子样的份数和总样的重量不能小于规定的要求。

选煤生产过程的检查，采取检查煤样。检查煤样是由生产中积累的，或是对单机工作进行抽查。检查煤样尽量在煤流、水流有落差的地点接取，接取应截全断面。斗子提升机内因其物料不均匀，很难采到底部，因此不允许在勺斗中挖取煤样。由于安全问题和物料不均匀，尽量不在运动着的胶带输送机上采样。采样用具要适于采取煤炭中的最

大粒度，一般采样工具的宽度为煤中最大粒度的 2.5～3 倍。采样时，待采样用具将满时立即移出，防止煤样外溢使得的样品缺乏代表性，特别是选煤机溢流口采样不允许将水流溢出。采样要掌握好时间间隔，应该是随机的，不能人为地挑选采取某些煤样。

选煤厂的快速检查项目见表 4－7－1。除表中所列项目外，可以按照人力和时间，安排单机检查项目 对质量要求不高的或质量相对稳定的产品，可以适当减少检查次数，而加强单机或个别系统的抽查。选煤厂的班、日、月检查项目见表 4－7－2。

表 4－7－1　选煤厂的快速检查项目

煤样名称及试验项目	试验用煤重量，kg	试验时间间隔
入选原煤快浮	3～5	2～4h
精煤快浮或快灰	2	快浮 15～20min 快灰 40～60min
中煤快浮	2～3	1～2h
矸石快浮	3～4	2～4h
再(三)选原料快浮	3	抽　查
最终精煤预测检查	2～3	40～60min
浮选精煤、煤泥回收筛精煤灰分检查	2	1～2h
浮选入料、尾煤灰分检查	1～4L	2～8h
循环水固体含量	1L	抽　查
浮选入料固体含量	1L	1h(自检)
尾煤水固体含量	1L	8h
浓缩设备入料、溢流、底流固体含量	1L	根据需要测定
煤泥沉淀池入料、溢流固体含量和灰分	1～4L	根据需要测定

表 4－7－2　选煤厂的班、日、月检查项目

煤样名称	试验项目			子样最小重量 kg	采样最大时间间隔 min	月试验煤样最小重量 kg	备　注
	班	日	月				
1	2	3	4	5	6	7	8
入厂原煤		灰分	计　算	5	20		含矸率抽查
手选大块煤		灰分	计　算	5	20		作最终产品时才进行试验
手选矸石	含煤率	灰分	计　算	5	20		检查性试验
筛选厂各类产品	灰　分	灰分	计　算		20		按粒度不同根据有关标准确定子样重量

煤样名称		试验项目			子样最小重量 kg	采样最大时间间隔 min	月试验煤样最小重量 kg	备注
		班	日	月				
1		2	3	4	5	6	7	8
入选原煤		灰分 浮沉	计算 灰分	筛分 浮沉	5	20	800	
洗选精煤	-50mm -13mm	灰分 灰分	计算	筛分 浮沉	2 1	20 20	500 300	
中煤矸石洗混煤	-50mm -13mm	浮沉 灰分	计算 灰分	筛分 浮沉	2 1	20 20	500~800 300	
浮选	入料 尾煤 精煤	固体含量 灰分 灰分	计算	小筛分	1L	30	2	浮选精煤根据需要测定固体含量
循环水		固体含量	计算	计算	1L	60~120		
煤泥沉淀池入料		固体含量 灰分	计算	小筛分	1L	120	2	
煤泥沉淀池溢流			固体含量	计算	1L	60		
煤泥沉淀池煤泥			灰分	计算		视销售情况确定		每5d作一次
最终精煤、用离心脱水机和脱水筛脱水后的精煤、浮选精煤干燥精煤、浮选尾煤的过滤机和压滤机滤饼		水分	计算	计算				东北、华北、西北各厂在冬季每班测定，夏季不作规定
原煤和中间产品		水分						视各厂情况自行规定
尾煤耙式浓缩机溢流、底流		固体含量	计算	小筛分	1L	80~120	2	抽查

注 生产时间不足1h时，除精煤外不作班积累样。

此外，选煤厂生产工艺流程大检查，每3~5年进行一次，采样累计时间不少于4h如力量不足，选煤厂生产工艺流程大检查也可以分系统进行。检查机械设备工艺效果的试样，在选煤厂正常生产情况下，连续采样时间不得少于2h。

二、商品煤质量的检查

商品煤样代表采样批的商品煤平均质量，其分析化验结果，作为与用户经济结算的

依据。商品煤样在煤流中采取，也可在运输工具上及煤堆上采取。供炼焦用的精煤相特种工业用煤按煤种分用户以 1000(±100)t 为一批进行采样，并作一个分析化验单位。其他只按煤种，不分用户，以 1000t 为一批，作为一个分析化验单位，如果一列火车的发运量超过或不足 1000t 时，可按实际发运量为一个分析化验单位。对出口煤，则按煤种分国别，以一天实际发运量或交货批量作为一个分析化验单位。在煤流中采取商品煤样，每份子样不少于 5kg，总样中子样数见表 4－7－3。在火车上采样，按商品煤中最大粒度规定每份子样的重量见表 4－7－4。在火车的车皮顶部采样，对于炼焦精煤、其它选煤及粒度大于 100mm 的块煤，按车皮对角斜线方向，按 5 点循环采取一个子样；对于原煤和筛选煤，按 3 点循环采一个子样。斜线的始末两点，位于距车角 1m 处，其余各点均匀地分配在两点之间如图 4－7－1 所示。

表 4－7－3　煤流中采样子样份数

煤炭品种	原煤或筛选煤		炼焦用的精煤	其他选煤产品（包括中煤）
	灰分≤20%	灰分＞20%		
总样中子样数	30	60	15	20

表 4－7－4　火车上采样每份子样重量

煤中最大粒度，mm	0～25	＜50	＜100	＞100
每个子样最小重量，kg	1	2	4	5

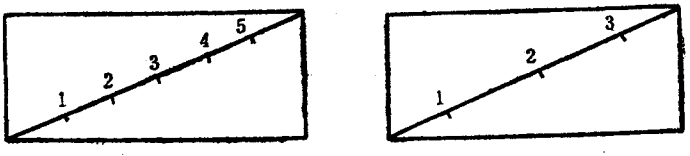


图 4－7－1　商品煤样于样在火车车皮上的分布

在煤量不足 300t 作为一个分析化验单位时，原煤、筛选煤应不少于 18 份子样；炼焦精煤、其它选煤（包括中煤）及粒度大于 100mm 的块煤，应不少于 6 份子样。

三、煤样的缩制

采取的原始煤样量较大，进行化验分析或各种试验，应缩减到要求的重量，而且仍须保持煤样的化学、物理性质。煤样的最小重量和其粒度是对应的（表 4－7－5），因此，煤

样中最大粒度 25mm 以上时，不允许缩分。在进行缩分之前必须将煤样完全破碎到 25mm 以下。

表 4－7－5　煤样最大粒度和最小重量的关系

最大粒度，mm	最小重量，kg	最大粒度，mm	最小重量，kg
＞100	150	13	7.5
100	100	6	4
50	30	3	2
25	15	0.5	1

(一)煤样缩制系统

煤样的缩制按图 4－7－2 进行。在缩制过程中，必须将设备清扫干净，在没有缝隙的钢板上进行。注意，在煤样的灰分相差悬殊时，煤样破碎设备，应分开使用，破碎设备中残留煤样必须清除干净。化验室分析试样应由 1mm 以下的煤样，粉碎到 0.2mm 以下进行缩制而取得，这项工作由化验室进行。

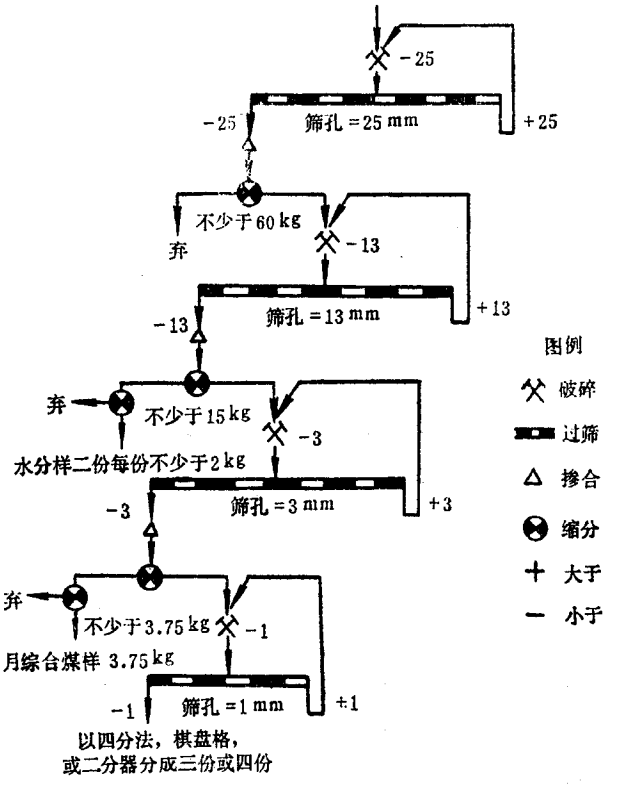


图 4－7－2　用原始煤样缩制化验室煤样的系统

(二)二分器缩分

二分器见图 4－7－3。在使用二分器缩分时,不进行掺混。给料时,盛有煤样的簸箕口在二分器中线稍后处,向一侧倾斜,并沿二分器的长度方向往复摇动。二分器的小槽宽度应等于煤样中最大颗粒直径的三倍,小槽的数目应成偶数。取二分器的一边,煤样缩减一半。

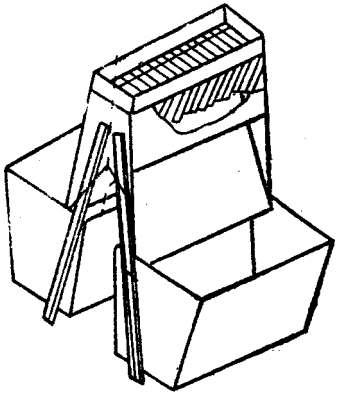


图 4－7－3　二分器

(三)堆锥法缩分

将需缩分的煤样,用平板铁铲铲起堆成一圆锥体,每次铲起的煤样不应过多,并分两、三次撒落在新锥顶部,直到煤样铲完。如此重复 3 次,称为掺合。然后将锥摊平,用十字架把圆锥台分为相等的四个扇形,取其对角,煤样即缩减一半。

四、选煤生产主要的检查和试验

选煤厂的检查与试验内容很多,现选择经常进行的作一介绍。

(一)快速浮沉

快速浮沉是以煤样中各密度级的灰分相对稳定作为基础。检查出各密度级的重量百分数,就可以预先估算精煤产品的灰分(对此应作多次对比试验),对于矸石或中煤,往往只要求密度组成,以检查选煤机的分选效果。由于是快速的浮沉试验,故试验时的煤样不烘干,但浮沉产品的沥水时间每次应相近。因为煤样不烘干,因此试验后的重液密度有很大变化,每次试验前都应测定和调到规定的密度,并用刻度较为精密的密度计。

(二)煤泥水浓度

对煤泥水浓度的表示方法,有每升体积中所含固体克数,即固体含量;有液体重量与固体重量的比值,即液固比;还有用固体在煤泥水的重量百分数表示。在选煤生产上常

用的是固体含量，采取煤泥水样后，量其体积，固体经过滤、烘干后称出干煤泥重量 如数量多时，固体可以缩分并测定其水分，在原始固体称重后以水分折算 在快速检查时，可以事先测定煤泥的真密度 ρ（注意各点煤泥的真密度是不同的），称得 1L 煤泥水重量 Q，即可算出该煤泥水的固体含量 G，$G=\frac{\rho(Q-1000)}{\rho-1}$。

如事先已计算，可列出表格，在使用时只要查表即可求出。一般煤泥水不进行缩分，因为缩分时煤泥沉淀、分层，不可能很均匀。

（三）湿式小筛分

一般粒度微细的，其灰分高，与粗粒煤泥灰分相差悬殊时，干式小筛分与湿式小筛分的结果就相差很大，特别是浮选尾煤。因此，对小筛分不论是煤泥产品，还是 0.5mm 以下的筛分粒级，都应进行湿式小筛分。湿式小筛分可以先用水筛，筛去粒度微细，灰分高的级别，然后将筛上品烘干进行干式小筛分。一般把小筛分的最后一级用水筛筛出，但要注意，不能流失水和细泥。

（四）月综合煤样试验

月综合煤样是由小班煤样积累而得的，其试验内容主要是原煤和选煤产品的筛分、浮沉试验，还有煤泥类产品以及选煤产品中 0.5～0mm 级的小筛分试验。利用原煤资料计算全厂各项指标，因此对原煤中 0.5～0mm 级每一季度至少做一次小浮沉试验。为了画分配曲线，每一季度至少有一个月各产品进行全级浮沉。平时对各产品的密度级可以简化进行，用三级浮沉，其中以一个密度相当于精煤的分选密度，一个密度相当于矸石的分选密度。

月综合煤样的试验资料是针对最终产品的筛分、浮沉试验，也是说明这个月的产品质量。从粒度和密度进行分析，观察各粒度级煤的分选情况，特别对细粒度（3～0.5mm 和 0.5～0mm），检查其质量，往往细粒矸石中损失精煤，而细粒精煤又被矸石污染。煤泥的分选情况，也是精煤产率高低的影响因素之一，因此要注意 0.5～0mm 级在各种产品的分配情况及其灰分。

（五）单机检查

月综合煤样是说明全厂的产品质量和分选情况，但具体到某一设备的情况，应进行单机检查。常常是在月综合煤样做完以后，技术检查工作转向单机检查。可以有计划地一台一台进行，也可以对有问题的设备进行检查。对设备多的大型选煤厂，也可以进行个别系统的检查。

五、煤炭的计量

质和量是共存的对立两个方面，有了一定数量的煤炭，就有一定的质量，所以数量和

质量应该是统一的。煤炭产品的计量可使用轨道衡、汽车磅、皮带称等计量工具，暂时不具备条件的选煤厂可以用检尺计量的方法。煤炭的计质、计量是检查煤炭企业对国家负责的任务指标，不允许有虚伪现象。

(一)选煤产品和入选原煤的计量

选煤厂的入选原煤应和矿井交接验收煤量，或以各矿购入原煤的货车发运数量为基础，并以各选煤产品之和加以校对，选煤产品都需扣除超过的水分，统一折算为计量水分时的重量。

$$\text{含计量水分时重量} = \text{含实际水分时重量} \times \frac{100 - \text{实际水分}}{100 - \text{计量水分}}$$

各种产品的数量如精煤、中煤等均以销售量(火车过磅)和本月末库存量之和减去上月末库存量进行计算。如矸石、煤泥或暂时没有条件过磅的产品，用容积密度检尺计算。用容积密度计量的产品，从计算容积密度中就已扣除超过计量水分的部分，故使用计量水分的容积密度计量时就不再折算。中煤和煤泥在销售时是含实际水分的数量，在选煤生产计量时，往往就不进行折算为含计量水分的重量，相当于在产量中掺入了水分，这是不对的。

选煤厂的损失量，主要是指煤泥流失，这可以由流失煤泥水量和流失煤泥水浓度进行计算，实现洗水闭路循环或外排水中不带煤泥的选煤厂，不应该人为地固定损失量。

(二)矿原煤的计量

没有设置拣矸厂、筛选厂、选煤厂的矿井，除了在运输过程和煤堆上拣出的大块矸石外，均计入产量；设置拣矸厂、筛选厂和选煤厂的矿井，对原煤中 50mm 以上的矸石，均不计入产量，即所谓的选后计量。露天矿一般区分为原煤和杂煤，原煤只经过手选，手选矸不计入原煤产量；杂煤入选，即选出矸石也不计入产量。

对设有选煤厂的矿井，原煤入选，其原煤产量应该与选煤产品产量之和(扣去超过计量水分的数量)相符，其原煤灰分应和选煤产品总计的灰分相符。

为了准确计量工作，应定期地对皮带称、轨道衡及其他计量用具进行检查、校准。经常将有关的质量、数量进行查对，使质量、数量前后取得平衡，如出现不平衡情况，应进行深入的分析和研究。

六、选煤厂生产平衡表

选煤厂生产平衡表是反映选煤厂全面生产情况的表报。特别是入选原煤和选煤产品的数量、质量及其平衡。现举例说明见表 4－7－6。

表 4－7－6　选煤厂生产平衡表

	含实际全水分数量,t	商品量 t	含计量全水分数量,t	产　率,%	灰　分,%	水　分,%
入选原煤	68094	67724	61389	100.00	27.09	8.5
精　煤	42180	40838	40838	66.53	9.45	11.8
中　煤	6637	6637	6428	10.47	37.13	10.9
矸　石	16767	—	11315	18.43	76.78	9.5
厂内回收煤泥	3544	3544	2696	4.39	60.55	30.0
沉淀池煤泥	147	147	112	0.18	60.55	30.0
损　失	—	—	—	—	—	—

(一)数量平衡

平衡表上数量分为三项:即含实际全水分数量,就是过磅时的实际数量;商品量,就是和用户结算的煤量;含计量全水分数量,就是平衡量。计量水分,是按原煤水分规定的,各煤种不同;产率是根据平衡量计算的,即以入选原煤为 100%,各种产品各占多少。数量平衡即各种选煤产品的含计量全水分数量之和应等于入选原煤的含计量全水分时的数量。即:

$$\text{入选原煤} = \text{精煤} + \text{中煤} + \text{矸石} + \text{厂内回收煤泥} + \text{沉淀池煤泥} + \text{损失}$$

$$61389 = 40838 + 6428 + 11315 + 2696 + 112 + 0$$

(二)质量平衡

质量平衡主要是灰分的平衡,各选煤产品的加权平均灰分,应等于原煤的灰分。即

$$\frac{66.53 \times 9.45 + 10.47 \times 37.13 + 18.43 \times 76.78 + 4.39 \times 60.55 + 0.18 \times 60.55}{100} = 27.09$$

各种选煤产品如精煤、中煤、矸石、煤泥等的灰分都是按规程采样、化验的,都是绝对干燥灰分。原煤灰分由于种种原因,经常出现差错,因此,据各产品灰分加权平均计算的原煤灰分往往能反映出一些实际情况;但是应该和实际采样的原煤灰分化验结果进行对比,如相差悬殊,应查明原因。精煤、中煤、矸石、煤泥都是经过分选加工的,产生误差的可能性较少。灰分的加权平均应该在灰分和数量统一的"基"上进行计算,绝对干燥灰分,应用绝对干燥煤量,但是各种产品含相同水分的数量计算也是可以的,因为最终可以将水分的影响消除。采用不同水分的数量,又用同一绝对干燥灰分进行计算加权平均灰分,往往出现大的误差。月平衡表原煤灰分和选煤产品的灰分,月综合试验的灰分,平日检查灰分累计的结果,三者应进行对比。

第八章　选煤经济与产品结构

现代选煤加工的任务，不是狭隘地只限于保证钢铁工业的需要，而是要为合理利用煤炭资源和节约能源的目的服务。因此，不仅炼焦煤需要洗选，动力煤在多数情况下也需要通过洗选或筛选加工，改善煤炭产品结构，生产适销多路的品种，为社会节能创造条件。然而动力煤加工与炼焦煤洗选有所不同。炼焦煤选与不选，是能否利用的问题，而动力煤加工与否，主要是经济合理性问题。本章将着重讨论动力煤洗选的经济问题，以及最佳产品方案的确定。

第一节　煤炭产品价格的确定

统配煤矿实行全国统一的煤炭产品出厂价格。现行计价办法是按煤种、品种、灰分、水分、硫分及块煤限下率计价。在规定了基本价格之后，根据产品质量指标确定各项比价，即可计算该产品的价格。算式如下：

$$J = Z \cdot P \cdot A \cdot W \cdot S \cdot K \cdot J_j \qquad (4-8-1)$$

式中　J——某一煤炭产品的出厂价格(元/吨)；

Z——煤种比价；

P——品种比价；

A——灰分比价；

W——水分比价；

S——硫分比价；

K——块煤限下率比价；

J_j——基本价格(元/吨)。

煤种比价分为五群，各群所含煤种及其比价如表 4－8－1。

表 4－8－1　煤种分群及其比价

群别	煤　种	比价	备　注
第一群	焦煤、肥煤	1.1	焦、肥、气煤的中煤、煤泥及灰分超过40%的各品种，比价均按1计算。其余各煤种的上述各品种，仍按各该煤种的比价计算
第二群	气煤	1.04	
第三群	长焰煤、弱粘结煤、不粘结煤、瘦煤、无烟煤	1	
第四群	贫煤	0.85	
第五群	褐煤	0.8	

各品种比价如表 4－8－2。

表 4－8－2　煤炭品种比价

品　种	比　价	品　种	比　价	品　种	比　价
精煤(灰分≤12.5%)	1.56	洗原煤	1.08	混中块	1.32
精煤(灰分>12.5%)	1.52	洗混煤	1.07	混块	1.27
洗中块	1.45	洗混末煤	1.06	特大块、大块	1.29
洗混中块	1.38	洗末煤	1.04	小块	1.22
洗大块、洗混块	1.33	洗粉煤	1.02	粒煤	1.2
洗特大块	1.32	中煤、煤泥	0.6	混煤	0.99
洗小块	1.26	原煤	1	混末煤、末煤、粉煤	0.98
洗粒煤	1.24	中块	1.34		

精煤的灰分比价如表 4－8－3。其它各种产品的灰分比价如表 4－8－4。

表 4－8－3　精煤灰分比价

等级		灰分范围(%)	比价	等级		灰分范围(%)	比价	等级		灰分范围(%)	比价
冶炼用炼焦精煤	一	5.01～5.5	1.15	冶炼用炼焦精煤	九	9.01～9.5	1.03	其它用炼焦精煤	一	12.51～13.0	0.925
	二	5.51～6.0	1.135		十	9.51～10.0	1.015		二	13.01～13.5	0.91
	三	6.01～6.5	1.12		十一	10.01～10.5	1.0		三	13.51～14.0	0.895
	四	6.51～7.0	1.105		十二	10.51～11.0	0.985		四	14.01～14.5	0.88
	五	7.01～7.5	1.09		十三	11.01～11.5	0.97		五	14.51～15.0	0.865
	六	7.51～8.0	1.075		十四	11.51～12.0	0.955		六	15.01～15.5	0.85
	七	8.01～8.5	1.06		十五	12.01～12.5	0.94		七	15.51～16.0	0.835
	八	8.51～9.0	1.045								

表 4－8－4　精煤以外的各品种煤灰分比价

等级	灰分范围（%）	比价	等级	灰分范围（%）	比价	等级	灰分范围（%）	比价
一	4.01～5	1.54	十	14.01～16	1.24	十八	30.01～32	0.808
二	5.01～6	1.51	十一	16.01～18	1.18	十九	32.01～34	0.76
三	6.01～7	1.48	十二	18.01～20	1.12	二十	34.01～36	0.712
四	7.01～8	1.45	十三	20.01～22	1.06	二十一	36.01～38	0.664
五	8.01～9	1.42	十四	22.01～24	1.0	二十二	38.01～40	0.616
六	9.01～10	1.39	十五	24.01～26	0.952	二十三	40.01～43	0.544
七	10.01～11	1.36	十六	26.01～28	0.904	二十四	43.01～46	0.472
八	11.01～12	1.33	十七	28.01～30	0.856	二十五	46.01～49	0.4
九	12.01～14	1.30						

精煤按计量水分确定水分比价（表 4－8－5）。其它产品的水分比价，视煤种及品种而不同（表 4－8－6）。

表 4－8－5　按计量水分计算的精煤水分比价

水分（%）	3.01～4	4.01～5	5.01～6	6.01～7	7.01～8	8.01～9	9.01～10	10.01～12	12.01～13	13.01～14
比　价	1.07	1.06	1.05	1.04	1.03	1.02	1.01	1.0	0.99	0.98

表 4－8－6　除精煤以外的各种煤炭产品水分比价

（1）长焰、弱粘、不粘、气煤煤种的原煤和各种筛选产品，除褐煤外各煤种动力煤的洗选产品及水采煤和中煤				（2）焦、肥、瘦、贫及无烟煤的原煤和筛选产品				（3）褐煤的所有品种，以及各煤种的煤泥			
水分（%）	比价	水分（%）	比价	水分（%）	比价	水分（%）	比价	水分（%）	比价	水分（%）	比价
2.01～3	1.03	10.01～11	0.97	1.01～2	1.03	7.01～8	0.97	14.01～15	1.06	20.01～23	1.0
3.01～4	1.02	11.01～12	0.96	2.01～3	1.02	8.01～9	0.96	15.01～16	1.05	23.01～24	0.99
4.01～5	1.01	12.01～13	0.95	3.01～4	1.01	9.01～10	0.95	16.01～17	1.04	24.01～25	0.98
5.01～8	1.0	13.01～14	0.94	4.01～5	1.0	10.01～11	0.94	17.01～18	1.03	25.01～26	0.97
8.01～9	0.99	余类推		5.01～6	0.99	余类推		18.01～19	1.02	余类推	
9.01～10	0.98			6.01～7	0.98			19.01～20	1.01		

硫分比价是按精煤和其它品种煤分别制订的，如表 4－8－7 所列。

块煤限下率比价如表 4－8－8。

将第三群十四级原煤（灰分 22.01～24%）当各项比价均为 1 时作为基本价格，定为

22.10 元/吨，据此即可推算出各种产品的价格。以原煤基价为基础，算出第三群十一级精煤（灰分 10.01～10.5%）的价格是 46.89 元/吨（当品种以外的各项比价均为 1 时），作为精煤的基本价格。在计算出厂价格时，取至小数后一位，第二位四舍五入。

表 4－8－7　硫分比价

精　煤	硫分范围（%）	<0.5	0.51～1	1.01～1.5	1.51～2	2.01～2.5
	比　　价	1.025	1.0	0.975	0.95	0.925
其它品种煤	硫分范围（%）	<3	3.01～5	5.01～7	>7	
	比　　价	1.0	0.97	0.94	0.91	

表 4－8－8　块煤限下率比价

块煤限下率（%）	<12	12.01～15	15.01～18	18.01～21	21.01～24	24.01～27	27.01～30
比　价	1.03	1.015	1.0	0.985	0.97	0.955	0.94

例 1　开滦肥煤，十五级洗混块，灰分 24.01～26%，水分 4.01～5%，限下率 18%，硫分 1.6%，计算其出厂价格。

由表 4－8－1 查得 Z＝1.1，由表 4－8－2 查得 P＝1.33，由表 4－8－4 查得 A＝0.952，由表 4－8－6 查得 W＝1.01，由表 4－8－7 查得 S＝1，由表 4－8－8 查得 K＝1。又，已知基本价格 J_j＝22.1 元/吨，则据式（4－8－1）式求出该产品价格：

$$J = 1.1 \times 1.33 \times 0.952 \times 1.01 \times 1 \times 1 \times 22.1 = 31.1 \text{ 元/吨}$$

例 2　抚顺龙凤矿气煤，二级冶炼精煤，灰分 5.51～6%，计量水分 8.5%，硫分 0.51～1%，计算其出厂价格。

据有关各表查得 Z＝1.04，A＝1.135，W＝1.02，S＝1（并令 P＝1，K＝1）。又，已知精煤基本价格 J_j＝46.89 元/吨，则据（4－8－1）求得该产品价格：

$$J = 1.04 \times 1.135 \times 1.02 \times 1 \times 46.89 = 56.5 \text{ 元/吨}$$

第二节　选煤盈利性的计算

在财务分析中，是按产品计算利润。然而，从技术经济对比来看，用每吨入选原煤来

表示单位利润更为方便。每加工一吨原煤的净赢利，应该是选后产品销售收入比原煤售价的增值，扣除加工费以及选后产品与原煤税金的差额。此项关系可用下式表示：

$$L = \sum J_{ci} \cdot \gamma_{ci} - J_y - (G + \Delta S) \qquad (4-8-2)$$

式中　L——每加工一吨原煤的单位利润额（元/吨）；

J_{ci}——产品价格（元/吨）；

γ_{ci}——按商品量计算的产品产率（%）；

J_y——原煤价格（元/吨）；

G——每吨入选原煤的加工费（元/吨）；

ΔS——税金差额，即选后产品税金减去原煤税金（元/吨）。

当税率 8% 时，税金差额是：

$$\Delta S = (\sum J_{ci} \cdot \gamma_{ci} - J_y) \times 0.08$$

将其代入（4－8－2）式，经整理后得：

$$L = 0.92(\sum J_{ci} \cdot \gamma_{ci} - J_y) - G \qquad (4-8-3)$$

举例如下：某动力煤选煤厂处理的是气煤，选后各种产品的产率（按商品煤量表示）、质量指标及价格如表 4－8－9。每吨原煤的加工费是 1.3 元/吨。根据（4－8－3）式可求出该厂的单位利润：

$$L = 0.92(37.8 \times 0.2852 + 29.3 \times 0.0928 + 21.0 \times 0.3233 + \\ + 9.1 \times 0.0387 - 14.3) - 1.3 = 4.53 \text{ 元/吨}$$

表 4－8－9　某动力煤选煤厂产品的产率、质量指标及价格

产　品	按 W^y 计算的产率 γ（%）	A^g（%）	W^y（%）	块煤限下率（%）	S^g_Q（%）	价格 J（元/吨）
入厂原煤	100.0	39.0	5.0	—	1.0	14.3
产品：						
洗混中块	28.52	17.4	4.4	18	1.0	37.8
洗粒煤	9.28	20.2	5.8	23	1.0	29.3
洗粉煤	32.33	25.4	13.6	—	1.0	21.0
煤泥	3.87	35.1	26.3	—	1.0	9.1

选煤利润除决定于价格政策之外，还与多方面的因素有关，诸如：原煤的煤种、质量、可选性及粒度，产品的品种、产率及质量，选煤厂的规模、负荷率、工艺、洗选效率、加工费及管理水平，等等。

第三节　动力煤洗选的经济界限

从国民经济全局来说，洗选动力煤是为了节能和减轻环境污染，这是大前提。从煤矿企业来说，生产洗选产品，应该对企业的经济情况有所改善。然而，不同质量的原煤，洗选的经济效果并不相同。所以，对于动力用煤，要从经济效果入手，进行洗选的可行性研究。

煤炭是能源，但是从开采、加工、运输到投炉燃烧之前，就先要消耗掉一定的能量。另一方面，煤在燃烧过程中不可能将其所含热量完全转换为有效热能。对于一定类型的锅炉，热效率与煤的质量有关。一般说来，煤炭粒度适宜时，灰分越低，锅炉的热效率越高。据苏联研究，对于层状燃烧锅炉，这项关系可表示为

$$\frac{\Delta\eta_K}{\Delta A^g} = -0.0318(A^g)^{0.84} \qquad (4-8-4)$$

式中　A^g——煤的灰分(%)；

η_K——锅炉热效率(%)。

$\Delta\eta_K/\Delta A^g$ 表示煤的灰分每增减 1%，锅炉热效率的变化值。假设煤的灰分为 20% 时，锅炉热效率是 80%，那么利用(4-8-4)式可求出各种灰分时的热效率，并绘出 $\eta_K - A^g$ 曲线(图 4-8-1)。由曲线图看出，随着灰分的增高，对热效率的影响加剧。

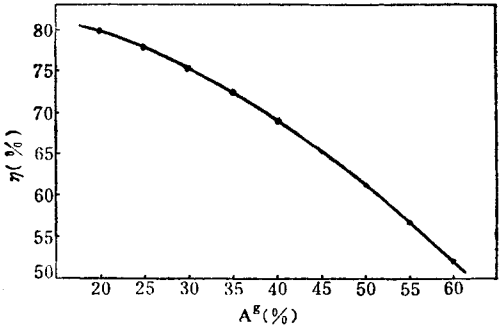


图 4-8-1　锅炉热效率与煤炭灰分的 $\eta_K - A^g$ 曲线

这就是说，通过洗选降低煤炭灰分，锅炉热效率得以提高。同时，由于洗选中除掉了矸石，运输过程的能耗也相应减少。上述两项因素使有效热能增加。可是另一方面，洗

选加工过程要消耗能量，而且还要有一部分热量损失于矸石中。将这些增减因素综合起来，可以算出煤炭经洗选后有效热能的增长值 ΔE。设燃烧原煤时有效热能为 E_y，使用选后煤的有效热能为 E_C，则

$$\Delta E = E_y - E_C \tag{4-8-5}$$

而

$$E_y = Q_y^{RL} \cdot \eta_y = (Q_y - E_{yu}) \cdot \eta_y \tag{4-8-6}$$

$$E_C = Q_C^{RL} \cdot \eta_C = (Q_C \cdot \gamma_C - E_X - E'_{yu}) \cdot \eta_C$$

$$= (Q'_C - E_X - E'_{yu}) \eta_C \tag{4-8-7}$$

式中　Q_y^{RL}——入炉原煤剩余热量（百万大卡/吨）；

η_y——锅炉燃烧原煤的热效率（%）；

Q_y——原煤发热量（百万大卡/吨）；

E_{yu}——原煤在运输过程中的能耗（百万大卡/吨）；

Q_C^{RL}——选后煤入炉前的剩余热量（百万大卡/吨）；

η_C——锅炉燃烧选后煤的热效率（%）；

γ_C——选煤产品的产率（%）；

E_X——选煤过程能耗（百万大卡/吨）；

E_{yu}'——按原煤折算的选煤产品在运输过程中的能耗（百万大卡/吨）；

Q_C'——按原煤折算的选后煤的发热量（百万大卡/吨）。

将（4-8-6）与（4-8-7）式代入（4-8-5）式得

$$\Delta E = (Q_y - E_{yu}) \cdot \eta_y - (Q_C' - E_X - E'_{yu}) \cdot \eta_C \tag{4-8-8}$$

现以长焰煤为例，假设选后产品灰分为 20%、发热量 4.9 百万大卡/吨，洗矸石灰分 80%，发热量 0.8 百万大卡/吨，运距 300 公里。按所列条件，利用（4-8-8）式可求出不同灰分的原煤经过洗选所获得的节能效果（表 4-8-10），并绘成曲线图 4-8-2。

表 4-8-10　动力煤洗选的节能效果

项　目	原煤灰分（%）								
	60	55	50	45	40	35	30	25	20
原煤：									
发热量 Q_y（百万大卡/吨）	2.166	2.509	2.85	3.191	3.534	3.875	4.216	4.559	4.9
运输耗能 E_{yu}（百万大卡/吨）	0.083	0.083	0.083	0.083	0.083	0.083	0.083	0.083	0.083
入炉前剩余热量 Q_y^{RL}（百万大卡/吨）	2.083	2.426	2.767	3.108	3.451	3.792	4.133	4.476	4.817
锅炉热效率 η_y（%）	51.97	56.75	61.18	65.25	68.96	72.3	75.26	77.83	80

项　目	原煤灰分（%）								
	60	55	50	45	40	35	30	25	20
有效热量 E_y（百万大卡/吨）	1.0825	1.3768	1.693	2.028	2.380	2.742	3.110	3.484	3.854
选后产品（灰分 20%）：									
产　率（%）	33.33	41.67	50.0	58.33	66.67	75.0	83.33	91.67	
发热量 Q′（百万大卡/吨原煤）	1.633	2.042	2.45	2.858	3.267	3.675	4.083	4.492	
洗选耗能 E_x（百万大卡/吨原煤）	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	
运输能耗 E'_{yu}（百万大卡/吨原煤）	0.0277	0.0346	0.0415	0.0484	0.0553	0.0623	0.0692	0.0761	
入炉前剩余热量 Q_C^{RL}（百万大卡/吨原煤）	1.5953	1.9974	2.3985	2.7996	3.2017	3.6027	4.0038	4.4059	
锅炉热效率 η_C（%）	80	80	80	80	80	80	80	80	
有效热量 E_C（百万大卡/吨原煤）	1.2762	1.5979	1.9188	2.2397	2.5614	2.8822	3.2030	3.5247	
增加能量 ΔE：									
绝对值（百万大卡/吨原煤）	0.1937	0.2211	0.2258	0.2117	0.1814	0.1402	0.093	0.0407	
相对值（%）	17.89	16.06	13.34	10.44	7.62	5.11	2.99	1.17	

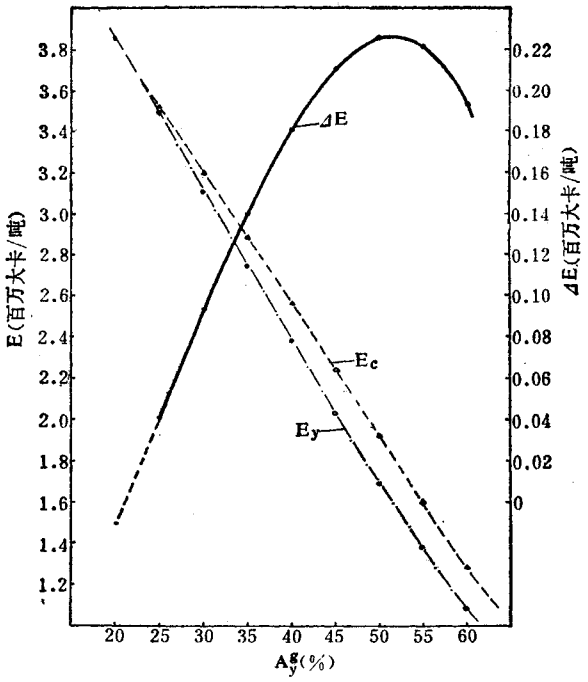


图 4－8－2　动力煤洗选的节能效果

由图 4－8－2 看出，就相对值来说，原煤灰分越高，洗选的节能效果越好；就绝对值

来说，当原煤灰分为 50% 时，ΔE 达最大值，每吨原煤可增加有效热能 0.2258 百万大卡。随着原煤灰分的下降，洗选的节能效果逐渐降低。且原煤灰分小于 40% 的一段呈线性关系。当原煤灰分为 30% 时，节能效果已不明显（只有 2.99%）；而当灰分为 25% 时，效果更是微乎其微。

根据上述宏观分析，由能量平衡观点来看，原煤灰分 25 ~ 30% 可以看作是动力煤洗选的经济界限。

然而，上述结论是根据统计资料在一定条件下做出的，只是作为宏观分析的例子提出来的。实用上，应根据矿区煤质和用户条件进行具体分析，做出切合实际情况的结论。

在通过宏观分析证明动力煤洗选的经济效果之后，还需进行微观分析，探讨加工动力煤给煤矿带来的经济效益如何。

作为例子，我们取一定的假设条件，利用第二节介绍的方法，进行动力煤洗选盈利性的计算。设定的条件是：①全粒级入洗；②产品是洗混中块、洗末煤和煤泥，块末比取 1∶1，煤泥产率取 3.5%；③加工费取 1.4 元/吨；④洗矸灰分 80%。原煤和各种产品均根据煤炭部 1979 年《煤炭出厂价格计算和管理办法》按质计价。在所定条件下，算出各种原煤灰分时的洗选收益如表 4 – 8 – 11，并绘出洗煤利润曲线如图 4 – 8 – 3。

表 4 – 8 – 11　洗选动力煤利润的测算

原煤灰分 A_y^g(%)	47.5	39	31	27	25	25	21	19
产品灰分 A_c^g(%)	21					15		
产品产率(%)：								
洗混中块与洗末煤 γ_{K+M}	51.58	65.99	79.55	86.33	89.72	81.12	87.27	90.35
煤泥 γ_N	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5
单价(元/吨)：								
原煤 J_y	8.84	13.61	17.86	19.98	21.04	21.04	23.43	24.75
块煤与末煤平均 J_{K+M}	28.35	28.35	28.35	28.35	28.35	33.16	33.16	33.16
煤泥 J_N	7.21	9.44	11.35	12.62	13.26	13.26	14.85	15.65
产品收入(元/吨原煤)：								
块煤与末煤 C_{K+M}	14.62	18.71	22.55	24.47	25.44	26.90	28.94	29.96
煤泥 C_N	0.25	0.33	0.40	0.44	0.46	0.46	0.52	0.55
加工费(元/吨原煤)	1.4	1.4	1.4	1.4	1.4	1.4	1.4	1.4
税金(元/吨)：								
原煤 S_y	0.71	1.09	1.43	1.60	1.68	1.68	1.87	1.98
产品 S_{K+M}	1.17	1.50	1.80	1.96	2.04	2.15	2.32	2.40
净利润 L(元/吨原煤)	4.17	3.62	3.32	3.17	3.1	4.45	4.18	3.94

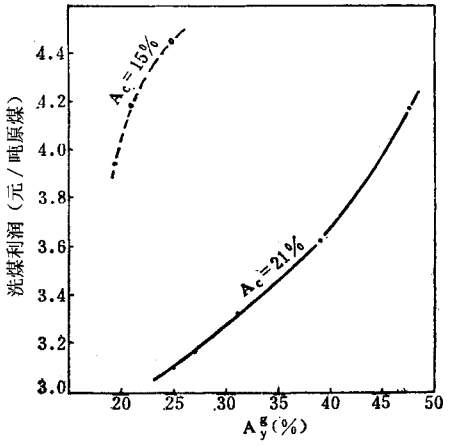


图 4－8－3　洗煤利润与原煤灰分的关系

由图 4－8－3 看出，洗煤利润随原煤灰分的增高而增加。就是说，原煤灰分越高，洗选的好处越大。当然，这只是由洗煤这一环节来说的，若是从全矿来看，还是原煤灰分越低，产品销售收入越多。

洗煤利润水平显然与产品的块末比例有关，随着块煤比例的减少，利润将要下降。表 4－8－12 和图 4－8－4 是不同块末比时的洗煤利润情况。这是在假设产品灰分 21%，加工费 1.4 元/吨的条件下求出的。

表 4－8－12　洗选动力煤利润与产品块末比的关系

原煤灰分（%）	产品块末比例						
	50:50	45:55	40:60	35:65	30:70	20:80	0:100（洗原煤）
47.5	4.17	3.77	3.37	2.98	2.58	1.78	1.12
39	3.62	3.22	2.82	2.43	2.03	1.23	0.57
31	3.32	2.92	2.52	2.13	1.73	0.93	0.27
27	3.17	2.77	2.37	1.98	1.58	0.78	0.12
25	3.10	2.70	2.30	1.91	1.51	0.71	0.05

上述分析说明，灰分在 25%以上的原煤，洗选是有利的。然而当原煤灰分接近 25%且块煤比例较低时，洗煤的盈利性已不明显。

不论是从节能观点所做的宏观分析，或是针对选煤厂盈利性的微观分析，全都证明，多数情况下，灰分 25%以上的原煤进行洗选在经济上是合理的。对于灰分 25%以下的原煤，则应根据具体条件进行可行性研究，做出全面的技术经济对比，个别地做出结论。

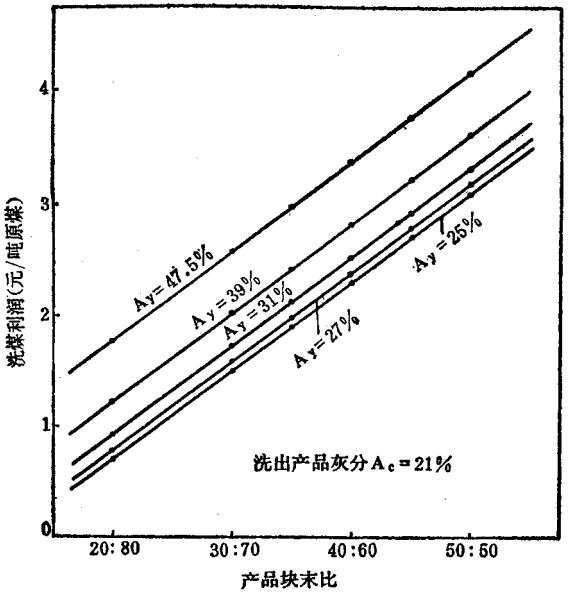


图 4－8－4　洗煤利润与产品块末比的关系

第四节　入洗粒级的经济界限

动力煤洗选工艺应力求简化。全粒级入洗时，要产生大量煤泥，粉煤的脱水又比较困难，这样将使工艺变得比较复杂，加工费用随之增高。因此，当原煤灰分不算太高时，可以选前分级，只入洗 > 13 或 > 6 毫米的块煤，筛下的末煤或粉煤则作为最终产品。

是全粒级入洗有利，还是只洗块煤有利，客观上必然存在着一条与原煤灰分有关的经济界限。这里我们按 1∶1 的块末比，测算了不同原煤灰分时两种方案的经济效果如表 4－8－3 和图 4－8－5。计算中，全粒级入洗的加工费仍取 1.4 元/吨，而只洗块煤的加工费取 1.0 元/吨。

表 4－8－13　全粒级入洗与部分粒级入洗的利润比较

原煤灰分（%）	39	31	27	25
全粒级入洗的利润（元/吨原煤）	3.62	3.32	3.17	3.10
> 13 毫米级入洗的利润（元/吨原煤）	2.88	2.96	3.0	3.14
差　额（元/吨原煤）	0.74	0.36	0.17	－0.04

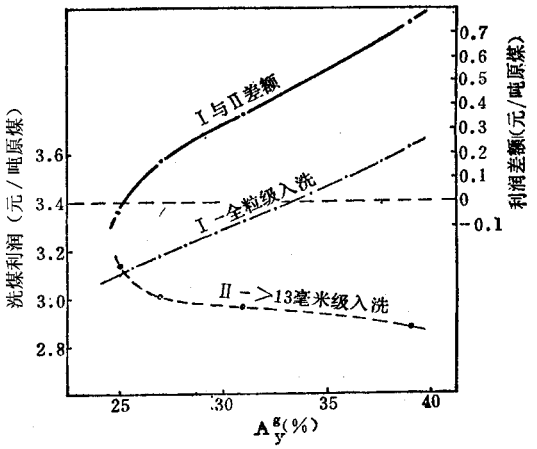


图 4－8－5　全粒级入洗与部分粒级入洗的利润曲线

图 4－8－5 曲线表明，在所定条件下，原煤灰分 25.2%时，全粒级入洗与只洗块煤的利润相同。在这个交点以上，随着原煤灰分的增高，全粒级入洗与部分粒级入洗的利润差额越来越大；而当灰分低于此值时，部分粒级入洗的利润超过全粒级入洗。这就是说，在临界值以上，应取全粒级入洗的方案，而在临界值以下时，则应取只洗块煤的方案。实际上，如果原煤水分不高时，这个灰分界限值还可以再提高些，因为干筛出来的末煤水分要比洗末煤低得多。然而，对于水分高的原煤，特别是当原煤含有泥质物时，小筛孔的分级很困难，这样，尽管原煤灰分不很高，还是不得不全粒级入洗。实践中应根据煤质条件和用户要求，经过技术经济分析，确定入洗粒度。当选煤厂处理多矿井的原煤且质量波动大时，生产中可以灵活掌握，就是当原煤灰分低于某一临界值而且水分较低时，只入洗块煤；而当原煤灰分高于临界值，或是水分过大时，则改为全粒级入洗。

第五节　最佳产品方案

动力煤洗选常有多种产品方案可供选择。这里所说的最佳产品方案，是指每吨入选原煤的产品平均售价最高的方案，也就是按原煤计算单位利润最高的方案。

为了选择经济效果最好的产品方案，要在市场调查的基础上，根据用户要求，结合煤质特点和选煤工艺条件，做出多种方案的技术经济比较，从中选取理想的方案。因此，没有通用的产品最佳方案可供应用，下面只准备举例说明产品方案对经济效果的影响，借

以指出选择方案时应该考虑的几方面因素。

动力煤选煤厂产品的盈利性，主要决定于块煤产率，尤其是高比价块煤品种的产率。所以安排好块煤品种是极重要的。

为了多出块煤，要尽量降低分级粒度下限。目前，多数动力煤选煤厂的分级下限只达 13 毫米。其实，13～6 毫米的粒煤也是层状燃烧锅炉的好燃料，有些选煤厂将分级下限降至 6 毫米，也就是将原来生产的 13～0 毫米级末煤，再筛分成粒煤和粉煤两个品种，既补充了短缺的粒级煤产量，又可增加选煤的单位利润。因为洗末煤比价是 1.04，而洗粒煤是 1.24，洗粉煤是 1.02。生产洗粒煤显然是合算的。对于洗后产品，可以采用湿法筛分，筛分效率较高，粒煤的规格（限下率）是可以保证的。对干法筛分来说，6 毫米的分级比较困难，然而在煤的外在水分不很高时，采用高效率（如概率筛）分级筛，也可筛出合格的粒煤。因此，是否能出粒煤，需视煤质条件、选煤工艺及设备条件确定。

有些选煤厂，＞50 毫米块煤用重介选排除矸石，得到洗大块产品。然而，这种产品尽管质量纯净，但直接投炉还嫌粒度过大，不得不将其砸碎，所以并不是最受用户欢迎的品种。如果选煤厂将洗大块破碎到 50 毫米以下，生产洗中块或洗混中块，既适应用户需要，又可提高产品售价。因为洗中块比价是 1.45，洗混中块是 1.38，均高于洗大块的 1.33。至于破碎后产品是作为洗中块还是作为洗混中块，则视粒度组成而定。当然，人工拣矸后的大块产品，也可仿此办理。

对洗后 50～13 毫米级产品，也应通过经济分析，确定是出一种洗混中块产品，还是筛分成洗中块（50～25 毫米）和洗小块（25～13 毫米）两种产品。虽然洗中块比价高于洗混中块，然而为了生产洗中块而筛出的洗小块比价是 1.26，所以当洗中块比例不高时，出洗中块得不偿失。因此，应该根据 50～13 毫米级的粒度组成来确定分级方案。图 4－8－6 绘有两级块煤（洗中块与洗小块）平均售价与两种块煤比例的关系，而图中的虚线表示只出一级洗混中块的单价（常数）。可以看出，在斜线位于虚线上部那一段，表示出两级块煤是有利的。这个分界点的洗中块与洗小块的比例是 65∶35。当低于这一比值时，只出洗混中块更为合算。

有的原煤中含有大量煤质页岩和夹矸煤。对于这样的原煤，如果分选比重过高，煤质页岩和夹矸煤进入洗后产品中，将造成产品质量不佳，而如果降低分选比重，又难于获得比较纯净的矸石。这种情况下，最好是出一种低质煤产品，如有销路，可将其破碎到 8 毫米以下，作为沸腾炉燃料出售。这样做，既可充分利用能源，又可增加煤矿的收入，同时还有利于保证主要产品质量的稳定。有的选煤厂，由于采取这项措施，一年增加收入数十万乃至数百万元。

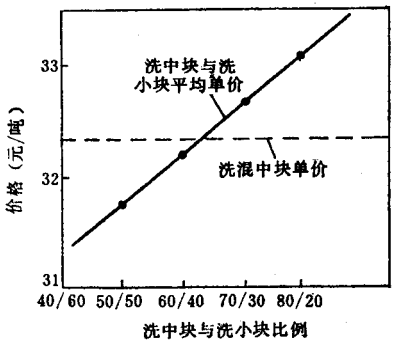


图 4－8－6　确定块煤品种方案的曲线图

第六节　炼焦煤与动力煤产品的综合安排

过去我们对炼焦煤和动力煤选煤厂的划分过于绝对，以致于捆住了自己的手脚。有的选煤厂，当精煤任务不足时，宁可直销原煤，减少入洗量，也不降低精煤灰分，也不生产动力煤产品。这样的经营方式，既不利于发展选煤和提高煤质，更不利于社会节能。

表 4－8－14　不同产品方案的经济效果

产品方案	下列精煤灰分时的吨煤收入（元/吨原煤）			
	11%	10%	9%	8%
Ⅰ. 三产品：精煤、中煤、煤泥	28.92	28.50	27.78	26.46
Ⅱ. 四产品：三产品之外增加洗混煤	—	28.94	28.86	28.71
Ⅲ. 五产品：三产品之外加洗混中块及洗末煤	—	—	29.08	29.16

发展选煤应该立足于国民经济全局，着眼于各类不同用户的需要。举例说，在一些地区气煤是储量较多的兼用煤种，只是一部分用于炼焦，其余的供动力用。这种条件下，可以大量入洗，从中洗出一部分低灰分精煤（宁可产率低些），其余部分在排除矸石之后，作为洗混煤或洗混中块、洗末煤等动力煤产品。表 4－8－14 中我们做了洗选气煤的产品方案比较。图 4－8－7 是根据表中数据绘成的吨煤收入曲线。可以看出，如果单纯地以精煤为主（中煤和煤泥是副产品），随着精煤灰分指标的降低，精煤产率随之下降，而按入选原煤计算的吨煤收入则急剧减少，按这样的产品方案，降低精煤灰分显然是不可取的。然而，随着精煤灰分的下降，必然有大量低比重物进入副产品中，可以改出洗混煤

(灰分不超过 32%),为了避免可燃物的损失,同时还可以生产一种低质中煤。采用这个四品种方案,因精煤产率降低而减少的收入,可以得到很大的弥补。如果再进一步,从洗混煤中筛出洗混中块(余下的是洗末煤),产品售价提高,降低精煤灰分的经济损失得以完全地抵偿,甚至略有富裕。这个例子说明,即使在现行产品灰分比价不尽合理的情况下,只要将产品方案选择得当,实行多品种生产,还是可以降低精煤灰分,并生产优质动力用煤的。

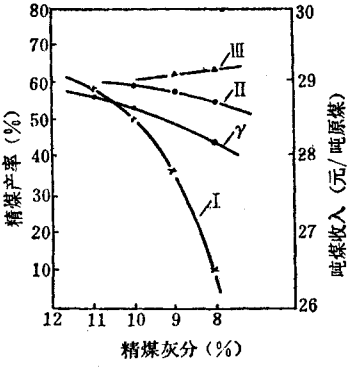


图 4－8－7　各种产品方案时的吨煤收入曲线

Ⅰ—三产品;Ⅱ—四产品;

Ⅲ—五产品;γ—精煤产率

在选煤生产实践中,往往发现精煤中的块煤灰分比小粒度级的灰分高些。这是由于块煤中夹矸煤较多的缘故。针对这种特性,如果炼焦煤资源有余时,可以将洗后精煤中的 50～25 毫米级筛出来,作为优质的洗中块产品,而余下的 25～0 毫米精煤质量又可因而提高。尽管洗中块的比价 1.45,不及洗精煤的 1.56,然而洗中块的灰分可以略提些,随着产率的增加,价差得以补偿。例如,抚顺老虎台和龙凤矿选煤厂就是由精煤中筛出一部分洗中块。该局根据多年统计资料,求出吨煤收入与精煤及洗中块产率之间具有下列回归关系:

老虎台选煤厂　　$\hat{y} = 5.86 + 0.5x_a + 0.51x_b$

龙凤选煤厂　　$\hat{y} = 7.36 + 0.47x_a + 0.66x_b$

式中　$\hat{y}$——每吨入选原煤的产品销售收入(元/吨);

x_a——精煤产率(%);

x_b——洗中块产率(%)。

由上列二式看出,精煤产率每增减 1%,吨煤收入变化 0.47～0.5 元;而洗中块产率每增

减 1%，吨煤收入变化 0.51～0.66 元。这说明，由精煤中筛出洗中块，不仅未使产品收入降低，反而略有增加。抚顺精煤灰分 6%，是优质炼焦用煤，而洗中块又是煤气发生炉用户欢迎的优质造气原料，这样综合安排，兼顾了不同用户的需要，同时也扩大了气煤的入洗量。

第七节　筛选是洗选的重要补充

如前所述，洗选是提高煤质和改变产品结构的有效手段。筛选虽然不能象洗选那样大幅度提高煤炭产品质量，但也可以收到改善产品结构之效。因而对于灰分较低（如 < 25%）的原煤，以及暂时无力建选煤厂的煤矿，应该把筛选作为洗选的重要补充手段，大力发展。

在大量筛选粒级煤产品的情况下，也可使煤矿的产品销售收入得以提高。例如阜新高德矿原煤灰分 24.9%，通过筛选生产混中块和粒煤，粒级煤合计产率达 60.1%。每吨原煤经筛选后增加盈利 3.19 元，经济效果是很好的。