第 四 篇

重 介 质 选 煤
新技术新工艺

第一章　重介质选煤原理

第一节　概　述

重介质选煤是用密度介于煤与矸石密度之间的液体作为分选介质的选煤方法，所用的分选介质有重液和悬浮液两种。重液是无机盐水溶液或有机溶液，由于难以回收，再生不经济而没有在工业中应用。

目前，国内外普遍采用磁铁矿粉与水配制的悬浮液作为选煤的分选介质。这种悬浮液可以配制成需要的密度，而且容易净化回收，已广泛用于烟煤、无烟煤、褐煤和油母页岩等矿物的分选。此外，有些国家还采用砂子、粘土、矸石粉或浮选尾矿等作加重质配制成悬浮液。

一、重介质选煤的特点

(一)分选效率高

图 1－1 是各种选煤设备的可能偏差 E 值的比较。从图中不难看出，重介质分选机和重介质旋流器的分选效率在各种重力选煤方法中是最高的，我国各厂重介选的平均 E 值为 0.038。

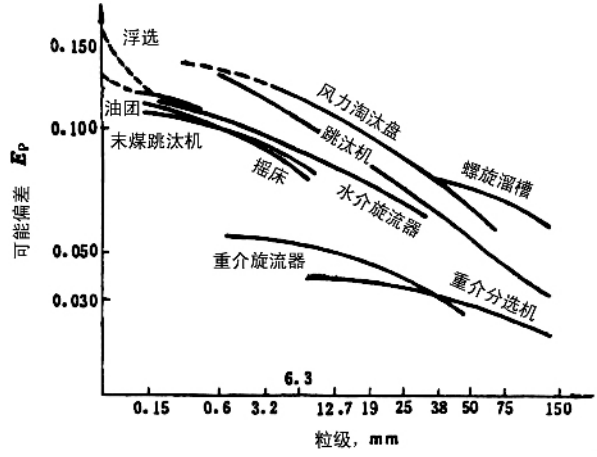


图 1－1　各种选煤设备的可能偏差 E 值

(二)分选密度调节范围宽

重介选的分选密度一般为 1300 ~ 2200kg/m³,而且易于调节,其误差可保持在 ± 0.5% 范围之内。

(三)适应性强,分选粒度范围宽

重介质选煤在入选原煤的粒度、数量和质量上允许有较大的波动。例如,块煤分选机的入料粒限为 1000 ~ 6mm,末煤重介质旋流器为 50 ~ 0.15mm。

(四)生产过程易于实现自动化

重介质选煤所用悬浮液的密度、液位、粘度、磁性物含量等工艺参数能实现自动控制。

重介质选煤的缺点是:增加了加重质的净化回收工序;设备磨损比较严重。

二、重介质选煤的适用范围

(一)用重介质分选机排矸

重介排矸与人工拣矸的基建投资和加工费的比较如表 1 - 1 所示。在处理能力相同的情况下,重介排矸不因原料煤的含矸率变化而影响其基建投资和加工费用;而采用人工拣矸时,当原料煤含矸量由 5% 增至 10% 时,吨煤加工费由 0.37 元增至 0.61 元,劳动定员从 90 人增至 180 人。因此,当原料煤含矸量在 10% 以上时,采用重介排矸不但可以解放笨重的体力劳动,而且具有较高的经济效益。如阜新海州露天矿选煤厂的原料煤中 300 ~ 50mm 大块含矸量达 70% ~ 80%,若用人工拣矸,每班需 240 人。建成重介排矸车间后,每班只需 20 ~ 24 人。

表 1 - 1 重介排矸与人工拣矸的基建投资和加工费比较

选矸方式	处理能力(万 t/a)	原料煤含矸量(%)	基建投资(万元)	加工费(元/t 原煤)	劳动定员(人)	备注
重介排矸	45	5	68.3	0.58	45	当大块含量为 25% 时,180 万 t × 25% = 45 万 t
	45	10	68.3	0.58	45	
人工拣矸	45	5	45.5	0.37	90	手拣矸石每工拣矸量为 3.6t
	45	10	83.2	0.61	180	

资料来源:原煤炭工业部基建司"块煤选矸调查报告",1964 年 10 月。

(二)用于分选难选煤和极难选煤

实践证明易选煤可用跳汰选;难选或极难选煤采用重介选。例如,印度规定,原煤中邻近密度物含量超过 25% ~ 30% 时,采用重介选。日本规定,对于炼焦煤,邻近密度物含量为 0 ~ 15%,为易选煤,一般采用跳汰选;含量为 15% ~ 35%,属难选煤,采用跳汰选或重介选,

主要应根据精煤灰分和产率要求以及成本比较来确定；含量在35%以上者属极难选煤，采用重介选。对于一般动力煤，含量在35%以下时，通常用跳汰选。

（三）适合低密度分选以脱除黄铁矿

试验表明，原煤中黄铁矿含量随煤的密度增高而增加。在分选黄铁矿含量高的煤时，降低分选密度就可降低精煤硫分（图1－2）。如美国霍默城选煤厂原煤硫分为2.7%，用重介质旋流器以1300kg/m³低密度分选，精煤硫分可降到0.6%以下。

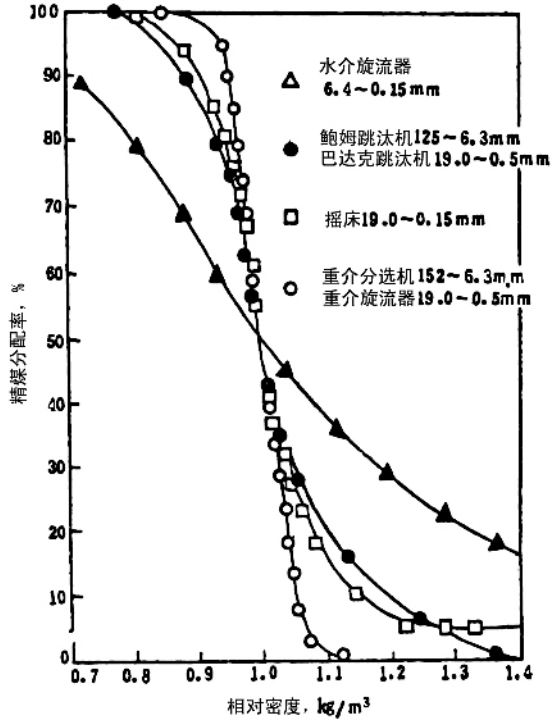


图1－2　分选密度与精煤硫分的关系

（四）用重介质旋流器再选跳汰机的中煤或精煤

跳汰机排出的中煤中，往往含有占本样15%～25%（难选煤还要多）的精煤，用重介旋流器去再选这部分中煤比用跳汰机再选的效率高，提高了全样的数量效率。另外，用跳汰机粗选可降低基建投资和生产费用，用重介质旋流器再选粗精煤可提高精煤质量。

分选不脱泥原煤或煤泥，分选深度可达0.15（0.10）mm。对大于0.2mm煤泥，重介质旋流器的分选精度优于跳汰选和浮选；对于0.1～0.2mm煤泥，重介质旋流器与浮选相近。这样就可在条件适合时取代浮选，亦可解决不宜用浮选的氧化煤粉的分选问题。

三、重介质选煤的发展现状

世界几个主要产煤国家重介质选煤所占的比重如表1－2。

表 1－2 世界几个主要产煤国家重介质选煤所占比重表 (%)

国别 / 年度	美国	英国	法国	德国	日本	原苏联	波兰	澳大利亚	印度	捷克和斯洛代克
1960	24.3	11.4 (1957)	35.9	39.3	3.6	0	5.4			
1964	27.2	18.2	46.9	24.1	7.3	6.6	19.3 (1965)	30.4		
1971	33.1	32.0	57.0	26.0	21.8	17.2	35.7	55.4		
1974	30.9	28.1	59.0	22.9	26.0	23.6	38.4	53.9	65.8	
1975	33.4	32.0	60.4	26.0	21.7	24.2	36.5	52.0		32.4
1976	32.8					24.6				33.0
1980	32.0	25.0	60.0			26.0			70.5	
1984	32.0	24.0		22.4		27.4	36.5			51.0

我国于 1956 年开始研究重介质选煤。1959 年第一座重介质选煤车间在铁厂选煤厂投产,使用了斜轮分选机和双锥型分选机。1966 年采用 ϕ500mm 重介质旋流器分选末煤的系统在彩屯选煤厂投产。至 1986 年,我国 148 座选煤厂中,已有 40 座重介质选煤厂(或车间),总设计能力为 3404 万 t,占全国选煤厂总设计能力的 23.0%(表 1－3)。同年,全国有 30 座选煤厂装备了 72 台重介质分选机(其中 53 台为国产设备),14 座选煤厂装备了 97 台重介质旋流器,其中 45 台为国产旋流器(表 1－4 和表 1－5)。20 世纪 80 年代以来我国引进的 7 座选煤厂都设有重介质选煤工艺(表 1－6)

表 1－3 我国重介质选煤厂(车间)数目和设计能力增长情况

项目 / 年度		1960	1973	1975	1980	1983	1986
重介质选煤厂(车间)	数目	2	16	20	24	28	40
	设计能力(万 t)	50	1000	1500	2326.8	2683	3404
全国选煤厂总设计能力(万 t)		4873	7779	8591	11422	11800	14800
重介质选煤所占比重		1	12.8	17.4	20.3	22.7	23.0

表 1－4　选煤厂安装的重介质分选机

设备产地	中国		波兰	德国	美国	总计
设备类型	斜轮分选机	立轮分选机	立轮分选机	立轮分选机	刮板分选机	
型号	LZX	ZL－1.8	滴萨	太司卡	丹尼尔	
槽宽(m)	1～4	1.8	1.4,2.1	4.5,3.5	6.7,3.6	
入料	原煤(排矸或精选)	中煤(再选)	原煤(两段选)	原煤(两段选)	原煤(两段选)	
入料粒度(mm)	300～8	50～0.5	100～13	100～13	157～13	
台数	51	2	9	2	8	72
选煤厂数目	24	1	2	1	2	30

表 1－5　我国选煤厂使用的重介质旋流器

入料		原煤				跳汰中煤		跳汰精煤			跳汰洗矸		总计
类型		两产品旋流器	两产品旋流器		三产品旋流器	两产品旋流器	DBZ旋流器	DSM(维达格)	DSM(R.S)	DSM(中国)	DBZ旋流器		
			DSM	麦克纳利									
旋流器产地		中国	波兰	美国	中国	中国	中国	德国	美国	中国	中国		
旋流器直径(mm)		500	700	711	500/350	500,700	600	600	600	600	600		
处理能力(t/h)		45	61	75	40	40,55	50	39			50		
入料粒度(mm)		13～0.5	13～0.5	13～0.5	8～0.5	13～0.5	50～0.5	13～0.5	37～0.5	37～0.5	30～0		
加重制		磁铁矿粉	磁铁矿粉		磁铁矿粉		浮选尾煤	磁铁矿粉			矸石粉		
台数		12	12	24	4	5	2	4	12	16	6	97	
选煤厂	数目	1	1	1	1	2	1	1	1	2	3	14	
	名称	田庄	钱家营	安太堡	彩屯	大武口 吕家坨	马家沟	范各庄	兴隆庄	西曲 太原	马家沟 国家庄 孙　庄		

表 1－6 近年引进选煤厂的重介质选煤工艺和设备

选煤厂名称	设计能力（万 t）	各粒级煤分选方法	块煤重介分选机或跳汰机					末煤重介质旋流器				设备引进国别及公司
			名称规格（m）		入料粒度（mm）	分选密度（kg/m³）	设计能力（t/h）	规格（mm）	设计能力（t/h）	入料粒度（mm）	分选密度（kg/m³）	
范各庄	400（960t/h）	120 ~ 13mm 重介选；13 ~ 0.5mm 跳汰选中煤重介旋流器再选 煤泥浮选	太司卡立轮分选机	主选槽宽 4.5（1 台）	120 ~ 13	1850 ~ 1900	500	φ600（4 台）	39	13 ~ 0.5（跳汰中煤）	1380	德国 KHD 维达克
				再选槽宽 3.5（1 台）	120 ~ 13	1360 ~ 1400	295					
兴隆庄	300（936t/h）	50 ~ 0 不分级跳汰，37 ~ 0.5 跳汰粗精煤用重介旋流器再选，煤泥浮选	30m² 巴达克跳汰机（2 台）		50 ~ 0		468	φ600（12 台）	70（实际 48.2）	37 ~ 0.5 跳汰粗选精煤	1345	美国 RS
西曲	300	50 ~ 0mm 不分级跳汰，20 ~ 0.5mm 跳汰精煤用重介旋流器再选，煤泥浮选	27m² 永田鲍姆跳汰机（2 台）		50 ~ 0		358 ~ 413	φ600（8 台）	70（实际 48）	20 ~ 0.5（跳汰粗选精煤）		日本，美国
安太堡	1550（3000 t/h）	157 ~ 12.7 块煤和 12.7 ~ 0.15 末煤分级重介选，－0.15 不入选	丹尼尔斯重介分选机	主选槽宽 6.7（4 台）	157 ~ 13	1640	127 ~ 475	φ711（主选 16 台，再选 8 台）	75	13 ~ 0.15（原煤）	主选 1640 再选 1790	美国麦克纳利
				再选槽宽 3.6（4 台）	157 ~ 13	1750	185					
钱家营	400	150 ~ 13 块煤和 13 ~ 0.5 分级重介选，煤泥浮选	DISA3S3000/2000 三产品立轮分选机槽宽 3.2（2 台）		150 ~ 13	1400 1800	350	φ700（主选 8 台，再选 4 台）	61.1	13 ~ 0.5（原煤）	主选 1400，再选 1750	波兰
七星矿	180（365 t/h）	150 ~ 13 重介排矸，13 ~ 0.5 三产品重介旋流器选，煤泥浮选	СКВП－32 立轮分选机，槽宽 3.2（2 台）		150 ~ 13	2000	400	ГГ710/500 三产品重介旋流器（2 台）	100	13 ~ 0.5（原煤）	一段 1350，二段 1780	原苏联

续表

选煤厂名称	设计能力（万 t）	各粒级煤分选方法	块煤重介分选机或跳汰机				末煤重介质旋流器				设备引进国别及公司
			名称规格（m）	入料粒度（mm）	分选密度（kg/m³）	设计能力（t/h）	规格（mm）	设计能力（t/h）	入料粒度（mm）	分选密度（kg/m³）	
晋阳	180	40～0.5 三产品重介旋流器分选，煤泥浮选					ГТ710/500 三产品重介旋流器（6 台）	100	40～0.5（原煤）	一段 1350，二段 2100	原苏联
白龙	180	跳汰主选中煤重介旋洗器再选，煤泥浮选	14m² 巴达克跳汰机（2 台）	50～0			φ600 重介质旋流器（4 台）		2.6～0.5（跳汰中煤）		与罗马尼亚联合设计

第二节　重介质选煤的基本原理

一、概述

重介质选煤的基本原理是利用阿基米德原理，即浸没在液体中的颗粒所受到的浮力等于颗粒所排开的同体积的液体的重量。在静止的悬浮液中，作用在颗粒上的力有重力 G 和浮力 F_f。因此，悬浮液中的颗粒所受到的作用力 F 为：

$$F = G - F_f$$

$$\because \quad G = V\delta_g \qquad F_f = V_\rho g$$

$$\therefore \quad F = V\delta_g - V_{\rho g} = V(\delta - \rho)g$$

式中　V——颗粒体积（m^3）；

δ——颗粒密度（kg/m^3）；

ρ——悬浮液密度（kg/m^3）；

g——重力加速度（m/s^2）。

当 $\delta > \rho$，颗粒下沉；$\delta < \rho$，颗粒上浮，$\delta = \rho$，颗粒处于悬浮状态。

在重介质选煤过程中，悬浮液中的颗粒除受到重力和浮力的作用外，还受到悬浮液流体的动力阻力的作用。这种阻力包括粘性阻力（内摩擦力）和流动阻力（紊流阻力）。大颗粒物

料(大于6mm)在重介质悬浮液中运动时,主要受紊流阻力的影响,粘性阻力的影响很小。小颗粒在运动中所受到的流体阻力比较复杂,它与颗粒的粒度、形状以及悬浮液的密度和粘度有关。通常,颗粒越大,介质粘度越小时,颗粒在重介质悬浮液中运动时受到的阻力影响就越小。因此,颗粒的粒度越大,分选速度越快,效率越高。

二、重介质分选机的分选原理

现以提升轮式重介质分选机(图1－3)为例,说明它的分选原理。

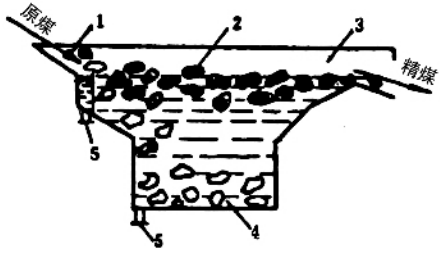


图1－3　提升轮式重介质分选机槽体示意图

1—分选槽给料部分;2—分选槽流动区;3—浮煤排出部分;
4—沉煤排出部分;5—水平液流和上升液流给入口

悬浮液一般以水平流和上升流进入分选槽。各种颗粒是在下列几种力的作用下运动,即重力 G_0 和浮力 F_f:

$$G_0 = \pi d^3 \delta g/6 \tag{1-1}$$

$$F_f = \pi d^3 \rho g/6 \tag{1-2}$$

介质的流体动力阻力为

在层流运动(雷诺数 $Re < 1$)时,其粘性阻力

$$-F_1 = 3\pi\mu\bar{v}d \tag{1-3}$$

在紊流运动($Re < 1000$)时,其流动阻力

$$-F_h = \psi(\bar{v})^2 d^2 \rho \tag{1-4}$$

紊流压力为

$$-F_t = \psi_t L^3 \rho[v(t) - \bar{v}_c]^2 \tag{1-5}$$

质量传递扩散力

$$-F_d = Kh_{max}(v_{smax} - v_{smin})^2 d\rho \tag{1-6}$$

式中　d——被选颗粒的粒度(m);

μ——介质的动力粘度(Pa·s);

$\bar{v}$——颗粒的平均速度(m/s);

ψ——阻力的无量纲系数(雷诺数 Re 的函数);

ψ_t——阻力的无量纲系数(用于紊流压力方程);

$v(t)$——颗粒的瞬时速度(m/s)；

$\bar{v}_s$、v_{max}、v_{smin}——悬浮液的平均速度、最大速度和最小速度(m/s)；

L——颗粒造成的涡流尺寸($L = d_{max}$)；

K——紊流粘度系数($K \approx 1$)；

h_{max}——悬浮液自身的涡流最大尺寸(m)。

当颗粒在静止介质或匀速运动介质中运动时，在没有加速度，即没有惯性力 $F_1 = (\pi d^3 \rho/6)\{d(v - v_s)\,dt\}$的条件下，重力与浮力之差与介质的流体动力阻力达到平衡时，根据下式就可以计算出颗粒在介质中自由沉降的末速。

在层流中($\mathrm{Re} < 1$)为

$$v_0 = (\delta - \rho)\, d^2 g/(18\mu) \tag{1-7}$$

在紊流中($\mathrm{Re} > 1000$)为

$$v_0 = \sqrt{\pi d(\delta - \rho)\, g/(6\psi\rho)} \tag{1-8}$$

由于煤和矸石颗粒的密度 δ 不同，所以沉降末速也不同，从而造成不同密度的颗粒分层；当然，沉降末速也与颗粒直径 d、悬浮液密度 ρ、流体阻力等有一定关系。以上就是块煤重介质分选机的分选原理——沉降末速理论。

三、重介质旋流器选煤的机理

(一)分选原理

重介质旋流器选煤过程如图 1-4。物料和悬浮液以一定压力沿切线方向给入旋流器形成强有力的旋涡流。液流从入料口开始沿旋流器内壁形成一个下降的外螺旋流；同时，一部分液流分离出来移向旋流器轴心附近形成一股上升的内螺旋流。由于内螺旋流具有负压而吸入空气，在旋流器轴心全长形成空气柱。入料中的精煤随内螺旋流向上，从溢流口排出；矸石随外螺旋流向下，从底流口排出。

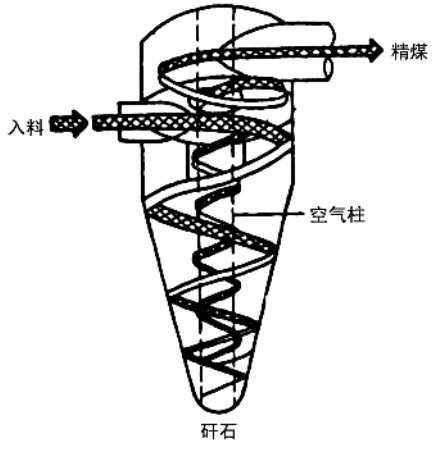


图 1-4　重介质旋流器选煤示意图

重介质旋流器选煤是利用阿基米德原理在离心场中完成的。在离心场中，质量为 m 的物体所受到的离心力为

$$F_c = m\frac{v_t^2}{r} \tag{1-9}$$

式中 v_t——切向速度；

r——旋转半径。

在重介质旋流器中，物料颗粒所受离心力为

$$F_c = v\delta\frac{v_{tp}^2}{r}$$

悬浮液给物料颗粒的向心泄力为

$$F_e = v\rho\frac{v_{ts}^2}{r}$$

式中 v_{tp}、v_{ts}——分别为颗粒和悬浮液在旋转半径 r 处的切向速度(m/s)。

当颗粒和悬浮液的切向速度相同，即 $v_{tp} = v_{ts} = v_t$ 时，颗粒在悬浮液中所受的合力 F 为

$$F = F_c - F_e = v(\delta - \rho)\frac{v_t^2}{r}$$

当 $\delta > \rho$，F 为正值，颗粒被甩向外螺旋流，当 $\delta < \rho$，F 为负值，颗粒移向内螺旋流。

又因重力 $G = mg$，将 $m = \frac{Q}{g}$ 和 $v_t = 2\pi rn/60$ 代入公式 1-9 则

$$F_c = \frac{G\pi^2 n^2 r}{900g}$$

式中 n——颗粒转速(r/min)。

将 $\pi = 3.14$ 和 $g = 9.18$ 代入上式，则

$$F_c = \frac{Grn^2}{895}$$

从上式可知，增大颗粒转速 n，比增大其旋转半径更能增大离心力。

颗粒在重介质旋流器中的运动过程中，也受到前述分选机中的几种作用力的影响(公式 1-1 至 1-6)。但作用在颗粒上的重力 G，已被它大若干倍的离心力 F_e 代替。由公式 1-1 和公式 1-9 可得出计算旋流器内颗粒的离心力的公式，其方向与旋流器轴心垂直，即

$$F_c = \pi d^3\delta v_t^2/(6r)$$

颗粒所受到的向心泄力 F_e，相当于分选机中的浮力 F_f。

由公式 1-2 和公式 1-9 也可得出计算向心泄力的公式，其方向与离心力相反，即

$$-F_e = \pi d^3\rho v_t^2/(6r)$$

颗粒在径向运动所受到的流体阻力，可用公式 1-4 计算，但需要用液流的径向速度 v_r 代替 $\bar{v}$，其方向也与离心力相反，即

$$-F_h = \psi v_r^2 d^2\rho$$

此外，颗粒还受到紊流压力和质量传递扩散力的影响(公式 1-5、1-6)。

若用离心加速度 v_t^2/r 代替公式 1-7 中的重力加速度 g，就可得出计算颗粒在心力场中的沉降末速 v_r(r 表示径向)

$$v_r = (\delta - \rho) d^2 v_t^2 / (18 r \mu)$$

颗粒在离心力场中的沉降速度与在重力场中的自由沉降速度之比为

$$K = \frac{v_r}{v_o} = \frac{v_t^2 d^2 (\delta - \rho)}{18 r \mu} = \frac{g d^2 (\delta - \rho)}{18 \mu} = \frac{v_t^2}{g_r}$$

$\frac{v_t^2}{g_r}$称为离心系数。该值表明,颗粒在离心力作用下的沉降速度比自由沉降要大许多倍。

(二)旋流器内液流的速度场

旋流器内的液流,基本上是自由涡流与强制涡流的组合流。对旋流器内任一点的速度可按三元空间流向,分为切向、径向、轴向速度。切向速度是决定离心力大小的重要因素,径向速度影响径向流体压力分布,轴向速度分布决定下降螺旋流与上升螺旋流的分界面。现分述如下。

(1)切向速度 v_t 是因旋流器入料沿切线方向给入而产生的,其入口处的切向速第 v_{ti} 与入料压头 H 的关系为:

$$v_{ti} = K \sqrt{2gH}$$

式中　K——系数,取决于管道造成的能量损失。

重介质旋流器内同一径向断面上的 v_t,随旋转半径 r 减小而增大,v_t 与 r^n 的乘积为一常数

$$v_t \cdot r^n = C$$

对于重介质旋流器内不同径向断面,指数 n 和常数 C 的值是不同的。在不同的结构参数和工艺参数条件下,n 的变化范围为 $-1 \sim 1$;对于重介质旋流器,$n = 0.3 \sim 0.9$。

(2)径向速度 v_r 是液流垂直于旋流器轴向运动的速度。它随半径 r 的减小而减小,直到零,然后改变方向。在器壁附近,径向速度是向外的,而靠近轴心处则是向内的。

(3)轴向速度 v_a 是液流平行于旋流器轴心方向运动的速度。在旋流器壁附近,v_a 的方向朝下,速度随半径 r 减小而减小,直至零 ;通过零位后方向朝上,速度随半径 r 减小而增大,接近空气柱边缘时达到最大值。将各断面上轴向速度为零的各点连接起来,可以得到一个圆锥形包络面。在包络面内侧为上升螺旋流,外侧为下降螺旋流。物料颗粒则以包络面为分离界面进行分选。

(三)重介质旋流器的密度场

在离心力作用下,悬浮液沿着旋流器的径向逐渐分层,加重质的浓度由内向外、由上向下逐渐增高。这种浓缩作用使悬浮液的密度也相应地由内向外、自上而下地增大,从而形成悬浮液的密度场。

由于物料是在逐渐增大的密度场中分选,故圆锥圆筒型重介质旋流器的分选密度比入料悬浮液的密度略高。

此外,重介质旋流器内悬浮液的浓缩与加重质的分级是同时进行的。这一点可从磁铁矿粉在入料悬浮液、底流和溢流悬浮液中的分布看出来(表 1-7)。

表 1－7 重介质旋流器内磁铁矿的分级情况

粒级（μm）	磁铁矿粒度组成（%）		
	入料悬浮液	底流（浓悬浮液）	溢流（稀悬浮液）
100～60	3.6	5.1	2.9
60～50	1.7	3.7	0.8
50～40	4.1	10.8	1.2
40～30	14.2	47.5	1.2
30～20	21.6	27.2	18.4
20～10	49.8	3.5	69.7
10～0	5.0	2.2	5.8
总计	100.0	100.0	100.0
密度（kg/m^3）	1500	278.0	141.0

重介质旋流器内悬浮液的密度场可用等密度线表示，许多等密度线组成等密度面。用放射性同位素示踪颗粒测出的等密度线和不同密度颗粒运动的轨迹如图 1－5。从图中的等密度线可看出，悬浮液密度在径向上从轴心向器壁升高，在轴向上从上部向锥底升高。图中还示出了当分选密度为 $1500kg/m^3$ 时，重颗粒移向器壁，轻颗粒移向轴心，邻近密度物在中部徘徊的分层特点。

综上所述，在重介质旋流器的轴向上有两股方向相反的螺旋液流，两螺旋液流之间有一轴向速度为零的包络面。物料进入旋流器后，在离心力作用下，不同密度的颗粒迅速沿径向分散开，各自移动到与自己密度相近的等密度线上，邻近分选密度颗粒则在包络面附近摆动，进行再次分选。重颗粒与轻颗粒分别进入下降和上升螺旋液流中，从底流口和溢流口排出。

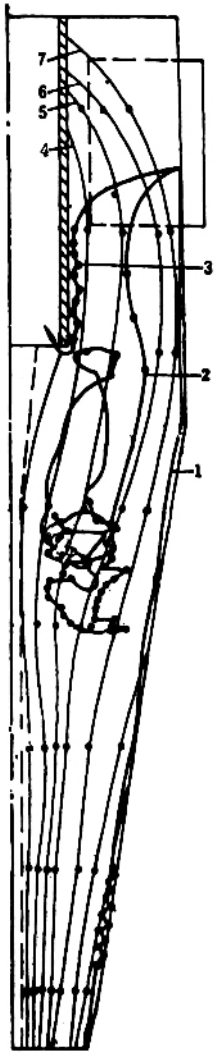


图 1－5　重介质旋流器的等密度线和颗粒运动的轨迹

1—1800 重颗粒；2—1500 邻近密度颗粒；

3—1300 轻颗粒；4、5、6、7—密度分别为 1350、1400、1450、1500 的等密度线

第二章 重悬浮液

重介质选煤是在规定密度的重介质中将煤与矸石分开的。当重介质的密度超过规定值时,精煤灰分将超过要求的指标;而密度低于规定值时,则使浮物在沉物中的损失量增大。因此,介质性质直接影响分选效果。

重介质选煤所用的重介质有两类。即重液和重悬浮液。

重液是各种可溶性的高密度盐类的水溶液(如氯化锌、氯化钙等)或某些高密度的有机液体(如苯、三溴甲烷、四氯化碳、二碘甲烷等),虽然重液有长时间保持其物理性质稳定的优点,但由于它们价格高、不易回收、腐蚀性强且多数有毒,所以工业上很少采用。

重悬浮液是用磨得很细的高密度的固体(如磁铁矿、重晶石、沙、黄土、浮选尾矿等)微粒与水配制成的悬浮状态的两相流体。所用固体微粒称为加重质,水称为加重剂。重悬浮液价格便宜,无毒无腐蚀性,特别是用磁铁矿粉与水配制的重悬浮液,加重质容易回收,配制的悬浮液密度范围较宽。所以目前在选煤工业上得到广泛的应用。

选煤用的重悬浮液既要达到要求的悬浮液密度,又要使悬浮液有一定的稳定性,同时要有较好的流动性(粘度不能过高)。而加重质的性质直接决定悬浮液的性质,当悬浮液密度一定时,加重质的粒度越粗,则悬浮液粘度越低,加重质沉降速度越快,回收越容易,但悬浮液不稳定;加重质的粒度越细,加重质沉降速度越慢,悬浮液稳定性越好,但粘度增加,加重质回收困难;另外,加重质的密度越高,悬浮液容积浓度就越低,稳定性也越差。因此为得到较高的分选效果,必须对加重质和悬浮液的性质作进一步的探讨。

第一节 加重质的粒度

加重质的粒度大小确定了它在水中沉降速度的快慢,代表着悬浮液的稳定性。因此,悬浮液的稳定性和粘度是随加重质颗粒平均直径减小而增加。

目前选煤厂普遍采用磁铁矿粉做加重质。如果磁铁矿和水的混合物是静止的,那么磁铁矿粉会很快沉淀,不能形成悬浮液。只有当磁铁矿粒度很细,分选机中有水平——上升(或下降)介质流运动的情况下,磁铁矿粒才能悬浮起来,在分选机内形成一个密度较均匀的分选区。同样,磁铁矿粒度过细,会使悬浮液的粘度过高,不但使分选效果降低,还会恶化悬浮液的净化回收条件。在确定合理的磁铁矿粉粒度时,还应考虑分选设备的型式和悬浮液密度的高低等因素。

生产实践表明,重介质块煤分选机要求磁铁矿中粒度小于 0.028mm 级含量应不低于

50%，而对于末煤重介质旋流器，则要求磁铁矿中粒度小于 0.028mm 级含量应不低于 90%。磁铁矿粒度与悬浮液密度的关系是密度低的比密度高的要更细些。

我国选矿厂生产的磁铁矿粉较粗，多数达不到上述要求。因此，应进一步加工磨细来保证悬浮液的稳定性，同时可减少设备、管路磨损和介质消耗量。生产实践证明重介质选煤厂用球磨机将较粗的磁铁矿粉再磨 60～90 分钟，就能达到粒度要求。

第二节　悬浮液的密度

悬浮液的密度与加重质的密度及其体积浓度有关。悬浮液的密度 ρ_{su} 等于加重剂和加重质密度的加权平均值，可由下列公式求得：

$$\rho_{su} = i(\delta - \rho) + \rho (g/cm^3) \tag{2-1}$$

式中　i——悬浮液中加重质的容积浓度；

δ——加重质的密度，(g/cm^3)；

ρ——水的密度(g/cm^3)。

当以加重质的质量来计算悬浮液密度时，式 2－1 可改写成下列计算式：

$$\rho = \frac{G(\delta - \rho)}{\delta V} + \rho (g/cm^3) \tag{2-2}$$

式中　G——加重质的质量，g；

V——悬浮液体积，cm^3；

ρ——水的密度，g/cm^3。

采用磁铁矿粉作加重质时，磁铁矿密度范围为 $4 \leqslant 30 \sim 5.00 g/cm^3$，用此配制的悬浮液容积浓度一般上限不超过 35%，下限不低于 15%。超过最大值时，悬浮液粘度增高失去流动性，入选物料在悬浮液中不能自由运动；低于最小值时，又会造成悬浮液中加重质迅速沉降，使悬浮液密度不稳定，分选效果变坏。采用磁铁矿配制的悬浮液密度可达 1.30～2.00g/cm^3，如果在允许的容积浓度范围内悬浮液密度仍不稳定时，可以加入一定量的煤泥来达到稳定悬浮液的目的。

悬浮液密度应介于被分选的高密度物料与低密度物料的密度之间，一般在 1.30～2.00/cm^3 之间。低密度的悬浮液用来选精煤，高密度的悬浮液用来排矸。

在实际选煤过程中，悬浮液分为三种：合格悬浮液，或称工作悬浮液(给入分选设备的具有给定密度的悬浮液)、稀悬浮液、(在产品脱介筛第二段筛下获得的密度低于分选密度的悬浮液)、循环悬浮液(在产品脱介筛第一段筛下获得的，密度接近或等于分选密度的悬浮液)。在生产实践中，必须严格测定和控制工作悬浮液的密度。由于选煤过程中的实际分选密度与给入分选设备的工作悬浮液密度有差异，这个差值大小除与原料煤的粒度组成有关外，还与分选设备、分选条件等因素有关，因此，工作悬浮液的密度须根据分选设备，分选条件、原料煤粒度组成以及分选产品的质量要求来确定。

配制工作悬浮液密度时所需磁铁矿的重量和煤泥的重量可按下列公式计算：

$$G = \frac{(\rho_{su} - \rho)\delta \cdot \delta_c \cdot \beta \cdot g}{\delta(\delta_c - \rho) - \beta(\delta_c - \delta)\rho} \cdot V_{su}(\mathrm{dyn}) \qquad (2-3)$$

$$G_c = \frac{1-\beta}{\beta} \cdot G(\mathrm{dyn}) \qquad (2-4)$$

式中 G、G_c——分别为磁铁矿和煤泥的重量，dyn；

ρ_{su}、ρ、δ、δ_c——分别为悬浮液，水磁铁矿、煤泥的密度，g/cm^3；

g——重力加速度，cm/s^2；

V_{su}——悬浮液的体积，cm^3；

β——悬浮液中磁性物含量 磁性物含量是指悬浮液中磁铁矿粉量与固体总量之比，$\beta = \frac{G}{G + G_o}$。

磁性物含量的测定方法：

磁性物含量可用磁选管测定。磁选管包括玻璃管和管外一对电磁铁。电磁铁形成的磁场强度不小于 $1.19 \times 10^5 A/m$。如图 2－1 所示。

一定重量的试样用水稀释后缓缓倒入倾斜放置的玻璃管 1 中，在管子上部不断给入清水。悬浮液经过磁极 2 时，磁性物被磁场所吸留在玻璃管内，非磁性物随水流出。将玻璃管在磁场中往复移动，促使磁性物不断松动，使夹在磁性物中的非磁性物冲洗干净。切断电源后磁场消失，磁性物靠自重流出来并用水冲洗干净。收集全部磁性物烘干后称重，按下式计算磁性物含量：

$$\beta = \frac{\text{磁性物重量}}{\text{试样总重量}} \times 100(\%) \qquad (2-5)$$

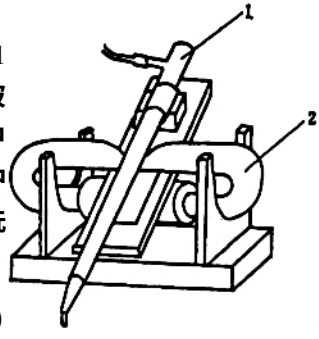


图 2－1 磁选管示意图
1—玻璃管；2—磁极

悬浮液中的煤泥含量有一定的范围，一般情况下，悬浮液密度小于 $1.7g/cm^3$ 时，其含量可达 35～45%左右，当悬浮液密度大于 $1.7g/cm^3$ 时，其含量在 15～25%左右，总的范围为 15～45%之间。

第三节 悬浮液的流变粘度与稳定性

一、悬浮液的流变粘度

悬浮液的流变粘度是表征悬浮液流动变形的一个重要的特性参数。

液体中质点的位移由于受分子间的吸引力，需要消耗若干能量。如果把这种吸引力看成是液体的内摩擦力，则由于液体的分子结构和分子量不同，其内摩擦力也不同。

当液体流动时，其内部质点沿流层间的接触面相对运动而产生内摩擦力的性质，称为流体的粘性。所以粘性是流体的一个重要物理性质，以粘滞系数 γ 这个物理量来度量。粘滞

系数又称动力粘性系数，简称动力粘度或粘度。粘度 μ 越大，液体流动时的阻力就越大。

选煤用悬浮液的粘度取决于水的粘度与加重质所引起的附加粘度，表现为液体与液体、固体与固体、液体与固体之间的内摩擦力。因此，悬浮液的粘度 μ_b 比水的粘度 μ 大，悬浮液流动时的阻力也就大。

在一定的温度和压力下，均质液体的粘度 μ 是一个常数，悬浮液的粘度 μ_b 一般情况下是常数，与流体的流速梯度无关。但是，当悬浮液中固体的容积浓度过大时，固体粒子外面的水化膜彼此聚合成具有一定机械强度的网状结构物并将大量的水充填在网状结构物的空腔中，这就是形成了结构化。结构化的悬浮液会使粘度显著增大，此时，悬浮液的粘度称为结构粘度，该粘度随悬浮液流速梯度的减小而增大。根据试验，用磁铁矿粉配制的悬浮液中，加重质的容积浓度超过 30% 时，悬浮液才会产生结构化。

悬浮液粘度越大，物料在悬浮液中运动所受的阻力就越大，按密度分层越慢。尤其是结构化的悬浮液，对沉降末速小的细粒级煤是很难分选的。

对重介悬浮液粘度的测定是在实验室中进行的，常用搅拌式毛细管粘度计或圆筒式旋转粘度计对悬浮液的流变特性进行研究。用毛细管粘度计时，粘度随着压差的增加而降低；采用旋转粘度计时，粘度随转子旋转速度的增加或是随转子配重的增加而降低，这种粘度称为流变粘度。流变粘度不仅与物体的性质有关，而且与实验条件（仪器的尺寸，预搅拌、预热等）有关。

图 2－2 为带搅拌器的毛细管粘度计的结构图。由直径约 40mm 的粗玻璃管 1、直径为 1.5～2.5mm 的毛细管 2，装在粗玻璃管中的搅拌器 3（转速 200～500 次/min）及隔板 4 组成。隔板 4 的作用是防止悬浮液在粗管中随搅拌器一起旋转。测定时将悬浮液放在粗玻璃管 1 中，开动搅拌器 3，测定一定体积的悬浮液流出毛细管的时间、计算悬浮液的粘度。一般测定 20℃时悬浮液的粘度，措施是用恒温装置将毛细管放在 20℃的水浴中保持温度不变。

用同一粘度计在相同条件下操作，分别测出已知粘度的液体（如水）和欲测悬浮液的流出时间（t 及 t_{su}），由于二者流量不变，当 $Re < 1200$ 时，则

$$\mu_b = \frac{\rho_{su} \cdot t_{su}}{\rho \cdot t} \cdot \mu \tag{2-6}$$

或悬浮液相对粘度

$$\frac{\mu_b}{\mu} = \frac{t_{su} \cdot \rho_{su}}{t \cdot \rho} \tag{2-7}$$

式中　μ_b——悬浮液的粘度，Pa·s；

ρ_{su}——悬浮液的密度，g/cm^3；

μ——水或其它液体的粘度，Pa·s；

ρ——水或其它液体的密度，g/cm^3；

t_{su}——悬浮液流出一定体积所需的时间，s；

t——水或其它液体流出一定体积所需的时间，s。

因此，当测出 t 和 t_{su} 即可求出悬浮液的粘度。搅拌式毛细管粘度计一般用于测定非结构化悬浮液的粘度。这是因为，当搅拌器旋转时，会使悬浮液的结构遭到破坏。

圆筒式旋转粘度计的工作原理是在同心测量筒内注入要测定的液体，用驱动机构造成

速度梯度,测定相应的扭矩,再转换成切应力 τ,然后计算流变粘度值。由于此项测定涉及流变学内容较多,这里不再详细介绍。

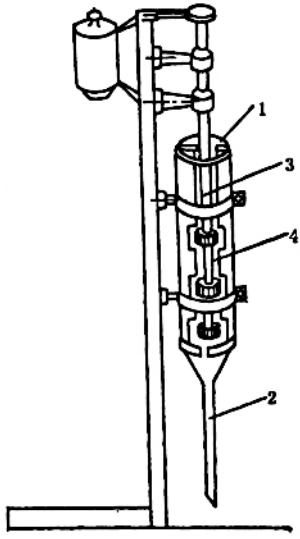


图 2-2 带搅拌器的毛细管粘度计

1—粗玻璃管;2—毛细管;3—搅拌器;4—隔板

二、悬浮液的稳定性

就重介质选煤而论,悬浮液的稳定性是指悬浮液在分选设备中各点的密度在一定时间内保持不变的能力。悬浮液的稳定性不仅与加重质和加重剂的性质有关,而且还与悬浮液所处的状态有关(静止还是流动)。因此,必须区分静态稳定性和动态稳定性两个概念。在一定条件下,动态稳定性和静态稳定性是成正比的。但是同一悬浮液的静态稳定性和动态稳定性指标可能相差很大。例如,当悬浮液按一定方向和速度流动时,可以使静态稳定性很差的悬浮液变为动态稳定的悬浮液。悬浮液在分选设备中能否保持动态稳定,是衡量悬浮液能否用于分选的主要指标,因为它直接影响分选效果。静态稳定性只能作为一个参考,用来比较不同悬浮液的性质。

评价悬浮液稳定性的方法很多,目前尚无统一标准,常用的测定方法可分为两类:

(1)按加重质的沉降速度测定稳定性;

(2)按悬浮液密度的变化测定稳定性。

第一类方法包括按悬浮液澄清层的形成速度测定法和按沉淀层的形成速度测定法。

在实验室条件下,观察量筒中澄清水层高度的变化,当澄清水层达到某一稳定值后,计算出澄清速度。从而可测定悬浮液的稳定性。用上述相似的方法,也可以按沉淀物形成的速度来测定悬浮液的稳定性。这时,稳定性的数值以沉淀物在单位时间内的下沉距离来表示:

以沉降速度为基础的测定方法，其主要缺点是不太实用。因为选煤用的悬浮液中磁铁矿粉的粒度范围较宽，而且混有大量煤泥。这样的悬浮液在静止中虽然很快发生固相颗粒的沉淀，但是往往难以形成澄清层或沉淀层。

第二类方法的具体测定方法较多，其主要区别在于测定条件和稳定性指标的不同。例如，杨西等人建议用直径为 37.5mm 的量筒，按悬浮液静止一分钟后上层（距液面 100mm）的密度变化测定静态稳定性。悬浮液稳定性系数 θ 用下式计算：

$$\theta = \frac{\rho'_{su} - 1}{\rho_{su} - 1} \times 100(\%) \qquad (2-8)$$

式中　ρ'_{su}——静止后上层悬浮液的密度，g/cm^3；

ρ_{su}——悬浮液的平均密度，g/cm^3。

如果在静止一分钟后悬浮液密度不变，则得 $\theta = 100\%$；当静止一分钟后加重质在上层完全下沉时，则得 $\theta = 0$。

用上述方法对小于 0.06mm 的各种加重质进行了测定，其结果见表 2－1。

表 2－1　选煤用悬浮液的稳定性系数

密度（g/cm^3）	矸石	赤铁矿	重晶石	铁屑	磁铁矿
1.3	89.8	81.5	77.2	9.9	29.8
1.4	91.9	86.5	90.0	14.3	57.5
1.5	100.0	92.8	94.8	32.9	79.0
1.6	100.0	97.7	96.8	56.0	87.1
1.7	100.0	100.0	97.0	76.0	91.0
1.8	100.0	100.0	100.0	83.0	94.0

由表 2－1 看出，磁铁矿悬浮液在密度较低时，即使磁铁矿粉细到 0.06mm，稳定性仍然不好。

这种测定方法简单易行，也便于实际应用。但缺点是所得稳定性系数只说明悬浮液静止一分钟以后的密度变化，无法看出悬浮液密度在不同静止时间后的变化。评定悬浮液动态稳定性较好的方法是在分选机内各点（按分选机的长度和高度）测定悬浮液的密度。这样，可以把所有影响稳定性的因素全部计算在内。如果分选区内密度差不大于 $0.02g/cm^3$，就可认为悬浮液是稳定的。因为这样的差别是在允许误差之内，并且对分选过程没有很大影响。

应当指出，悬浮液的稳定性过高，会导致悬浮液粘度过大，反而使分选效果变坏。因此，当选择提高悬浮液稳定性的方法时，必须仔细分析可能带来的后果。

提高悬浮液稳定性的方法可分为两类：即提高静态稳定性的方法和提高动态稳定性的方法。

提高悬浮液静态稳定性的方法有：

(1)减小加重质的粒度；

(2)选择密度低的加重质；

(3)提高加重质的容积浓度；

(4)掺入煤泥和粘土；

(5)应用化学药剂。

减小加重质的粒度是提高悬浮液静态稳定性的有效方法。但是，用过细的加重质配制悬浮液会带来生产费用的增加和悬浮液粘度的急剧上升。因此，必须针对具体条件选择最合理的加重质粒度。

用减低加重质密度和提高加重质的容积浓度也可提高悬浮液的稳定性，但同样会使悬浮液的粘度增加，再者，用此方法来提高稳定性是有一定局限性的。因为在加重质和悬浮液密度已定的情况下，这两者已无调节余地。

往悬浮液中掺入粘土或煤泥可以有效地提高悬浮液的静态稳定性。例如，在 -0.06mm 的磁铁矿粉中掺入 20% 的矸石粉，然后配制成密度为 $1.4g/cm^3$ 的悬浮液，其稳定性系数可由原来的 12% 增加到 70%。在同样的情况下，只要掺入 2% 的粘土也可以得到同样的效果。实际上，工作悬浮液中混入煤泥和粘土的现象是不可避免的。然而，必须根据具体情况控制煤泥和粘土含量，不能使其过高，否则悬浮液的流变性将显著变坏。

应用化学药剂来提高悬浮液的稳定性是一种成本昂贵的方法，其作用机理是改变加重质粒子的表面能量和电荷。可能使用的药剂有六聚偏磷酸钠、水玻璃、焦磷酸钠、磺化剂及碱性溶液中的木质等等。这种方法在生产上很少使用。

提高悬浮液动态稳定性的方法有：

(1)利用机械搅拌；

(2)利用水平液流；

(3)利用上冲液流；

(4)利用水平—垂直复合液流。

利用机械搅拌是增加悬浮液动态稳定性的有效方法。然而，强有力的搅拌只能在调剂和贮存悬浮液的容器中使用。在绝大多数分选机中，运输装置(如提升机、刮板等)的运动都能起到机械搅拌的作用，所以，这种方法的应用是具有一定限制的，因为在分选机中不允许产生强涡流。

水平涡流不妨碍加重质的下沉。但是，如果悬浮液通过分选机的时间很慢，则悬浮液密度有可能随分选机的长度方向发生变化。由于水平流速从液面往下一定距离以外越来越小，所以沿分选槽的高度方向加重质不可避免地要发生沉淀现象。

上冲液流与水平流不同，上冲流速度与加重质的沉降速度正好相反。因此，当上冲流速度等于或大于加重质中最大颗粒的下沉速度时，悬浮液即可达到动稳定状态。

很明显，上冲液流同样地妨碍原料煤中重颗粒的下沉末速，当上冲液流很大时，重颗粒甚至能改变运动方向。在这种情况下实际分选密度要高于悬浮液密度。尤其是选小粒度煤时更明显。例如，在洪堡特分选机中用强上冲液流选煤时，6～12mm 粒级的实际分选密度与上冲流速度的关系如表 2-2 所示。

表 2－2　不同上冲水流速度时末煤分选密度的变化

上冲水流速(cm/min)	48	60	72	85	100
实际分选密度(g/cm^3)	1.55	1.60	1.65	1.70	1.75

可以看出,上冲水流速度增大分选精度显著下降,即原料煤不仅按密度,而且也按粒度和形状分选。

利用复合液流来提高悬浮液的动态稳定性是五十年代以来一项重要的改革。利用复合液流不但易于提高悬浮液的稳定性,而且合理的液流制度还能提高分选效率和分选机的处理量。

常用的复合液流是水平—上升液流和水平—下降液流。利用复合液流的特点在于,可以单独地调整悬浮液沿分选机长度方向和高度方向的动态稳定性。因此,可以设计成更有利于分选的分选槽形式。

生产实践证明,水平液流在提高分选机上层悬浮液稳定性方面是有效的,分选机下部的悬浮液稳定性则以利用垂直液流为有效。垂直液流的方向可以向上也可以向下。

向下液流不妨碍加重质的下沉。因此,下降液流对悬浮液稳定性的影响,长期以来没有被人们重视。1959 年我国在试验室进行了系统的试验研究,试验用的分选槽为角锥形,长 500mm,深 400mm,宽 250mm,容积 55L。分选介质为磁铁矿悬浮液,煤泥含量为 25%,密度为 $1.4g/cm^3$,60 秒后的静态稳定性系数为 70%,粘度 0.0025Pa.s。在不同液流条件下,测定了分选槽内各点的密度。结果表明,仅用水平液流,悬浮液沿高度方向无法保持稳定。利用水平—上升和水平—下降复合液流时,在一定的流速下,悬浮液可以达到动态稳定,其极限条件如表 2－3 所列。

表 2－3　保持悬浮液动态稳定性的极限条件从

液流形式	水平液流		垂直液流		合计
	流量(cm^3/s)	流速(cm/s)	流量(cm^3/s)	流速(cm/s)	总流量(cm^3/s)
水平—上升流	330	1.1	1500	0.75	1830
水平—下降流	330	1.1	1000	0.5	1330

表 2－3 看出,采用水平—下降液流时,悬浮液的总流量比采用水平—上升液流时小,说明下降液流对提高悬浮液的动态稳定性具有更明显的效果。该现象可做如下解释:从动平衡的观点看,一方面加重质在沿分选槽高度方向不断下沉;另一方面新给入的加重质又不断地予以补充,沉淀的加重质及时从底流排出,在一定的流速下,使加重质不断地进行置换,从而维持了悬浮液的动态稳定性。

比较各种提高悬浮液稳定性的方法,可以得出以下结论:

(1)选择适宜的加重质粒度,同时控制悬浮液中的煤泥含量,在不引起悬浮液流变特性变坏的情况下,尽量提高悬浮液的静态稳定性。

(2)利用复合液流提高悬浮液的动态稳定性。但液流的速度要控制在不影响分选精度的范围内。如在重力作用下进行分选的分选机中,上升液流造成的实际分选密度与悬浮液密度的差值应控制在 $0.05g/cm^3$ 左右,否则精煤中错配物将会过多。同理,下降液流过大会造成细粒精煤的损失。而水平流速过快,则会缩短分选时间。

总之,在各种具体情况下,都应根据分选机类型,原料煤的粒度组成和可选性、加重质种类、混入煤泥的性质以及加重质粒度、悬浮液中的煤泥含量、上升流速或下降流速等方面综合地调整悬浮液稳定性,以期达到最佳的分选效果。

第三章　重介质分选机

第一节　重介质分选机工艺设计要求

(1)构造简单,质量轻,运动部件少,运转可靠,耐磨性能好,操作及维修方便;

(2)外形尺寸应尽可能小,但要保证物料在分选机内有充分的分选时间和分层空间,单位面积处理量要大;

(3)在分选机内要使全部悬浮液密度保持均匀,保证物料在分选机内能够精确的按密度分选。分选机内运动部件运动速度要小,以免造成过大的涡流。上升和下降液流速度不应太大,以减少物料粒度和颗粒形状对分选效果的影响;

(4)原料煤能平稳的进入分选槽。并能迅速地将已经分层的产品从分选机内排出,不因产物排放的不及时而影响分选机的处理量;

(5)循环介质(悬浮液)量要小。悬浮液的循环量是指每小时进入分选机的悬浮液总体积;

(6)分选槽的形状有利于保持工作悬浮液稳定地移动,避免产生涡流或死区。

第二节　重介质分选机

一、立轮重介质分选机

目前,国内外使用的立轮重介质分选机类型较多,其主要部件提升轮和分选槽的结构大体相同,但提升轮的传动方式不同。如我国的 JL 型立轮分选机提升轮采用棒齿圈传动;德国的太司卡(TESKA)型立轮分选机,提升轮采用链轮链条传动;波兰的迪萨(DI－SA)型立轮分选机,提升轮采用悬挂式胶带传动。

(一)JL 型立轮重介质分选机

JL 型立轮重介质分选机是我国早期制造的。在选煤厂使用的立轮分选机有 JL18A 型和

JL25 型两种型号，前者用于处理 50 ~ 0.5mm 跳汰机排出的中煤，后者用于处理 300 ~ 50mm 的块煤。这两种立轮分选机的结构基本相同，只是在悬浮液给入方式上有所不同。因为 JL25A 型用于大块原煤的排矸，故采用了水平—上升液流；JL18A 型用于分选 50 ~ 0.5mm 的跳汰中煤，故采用了水平—下降液流。当采用水平—上升液流时，悬浮液是从分选槽一端的水平介质管和分选槽底部的上冲介质管给入分选机的。当采用水平—下降液流时，悬浮液全部从水平介质管给入分选机，利用在分选槽下部的排料闸门，排出部分悬浮液造成下降液流。

JL25 型立轮分选机的结构如图 3 - 1。

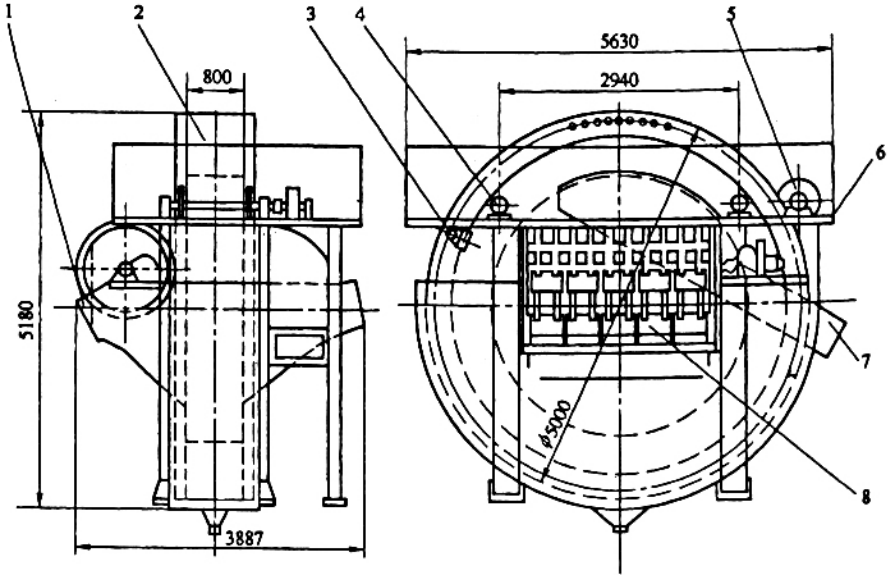


图 3 - 1 JL25 型立轮分选机示意图

1—分选槽；2—提升轮；3—挡轮装置；5—托轮装置；6—拨动轮装置；7—机架；8—矸石溜槽；9—排煤轮

分选槽的结构如图 3 - 2 所示。

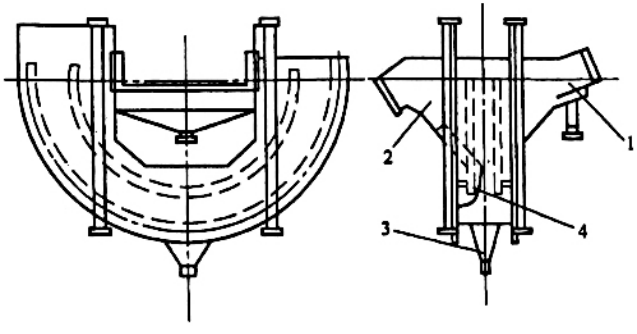


图 3 - 2 分选槽的结构示意图

1—入料槽；2—排料口槽体；3—槽底；4—密封板

槽底的底流口，作为上冲悬液液入口，并在喇叭口上开有检查口，用于检查和清理沉积在底部的物料。

水平悬浮液由入料口下部进入，在扁形口内设有分流板，用以形成均匀的水平液流。分选槽内部两侧，沿提升轮的内径安装了密封板，防止大块物料窜到提升轮与分选槽之间。

提升轮的结构如图 3－3 所示。棒齿轴用螺栓固定在棒齿架上，在棒齿轴上安有棒齿套与传动装置上的拨动轮相啮合。为了使提升轮受力均衡，两侧均有棒齿结构。

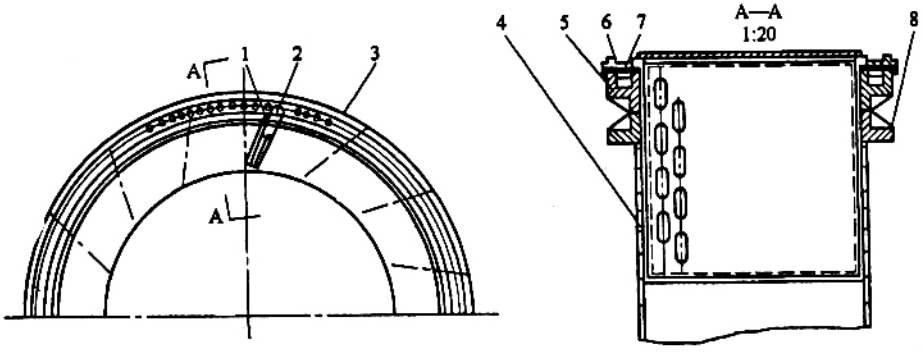


图 3－3　提升轮结构示意图

1—提料板；2—框架；3—轮底；4—轮帮；5—棒齿架；6—棒齿轴；7—棒齿套；8—托轨

托轮装置（图 3－4）是用来支撑提升轮的，其结构特点是轴座可以通过顶丝在底座上滑动，从而达到两个目的：一是调整提升轮的位置，使提升轮与槽体之间保持适当的密封间隙；二是调整提升轮的垂直度，以防止其串动。

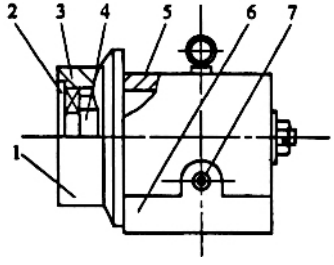


图 3－4　托轮装置

1—托轮；2—托轮盖；3—滚动轴承；4—轴；5—轴座；6—底座；7—顶丝

拨动轮装置（图 3－5）安装在提升轮一侧的传动装置上，它的作用是拨动提升轮两侧周边上的棒齿，使提升轮旋转。

浮物排出装置的结构如图 3－6 所示，刮煤板用橡胶带吊挂在轴上转动。

JL25A 型立轮分选机用于选矸车间处理 50～300mm 级块毛煤、数量效率为 99.9%，可能

偏差 E_p 值为 0.05。

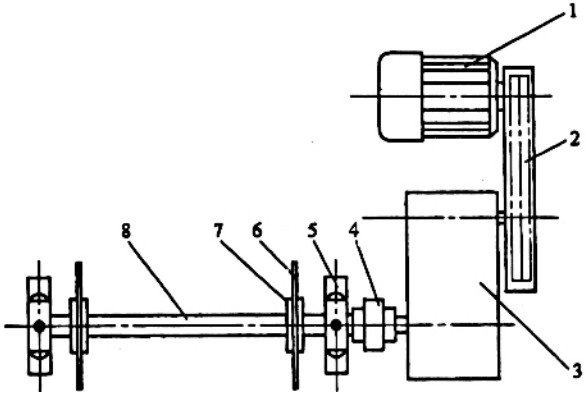


图 3－5 拨动轮装置

1—电动机；2—三角皮带；3—减速器；4—联轴器；5—轴承座；6—拨动轮；7—拨动轮座；8—轴

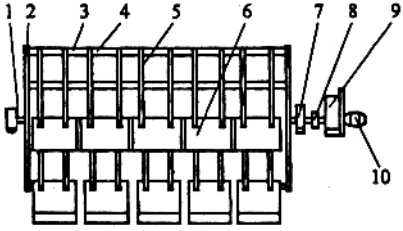


图 3－6 浮物排出装置

1—中心轴；2—支撑轮；3—吊挂轴；4—轴套；5—橡胶带；6—刮煤板；7—轴承座；8—联轴器；9—减速器；10—电动机

在 JL18A 型和 JL25A，型两种立轮分选机的基础上，又设计了 JL20A，型重介质立轮分选机。该机与 JL25A，型不同的地方是将棒齿从安装在棒齿架上改成安装在排矸轮的两侧板上，从而大大减轻排矸轮的质量，便于加工制造，棒齿磨损后更换方便。

我国 JL 型立轮重介质分选机主要技术规格如表 3－1 所示。

表 3－1 我国立轮重介质分选机的主要技术规格

型号	处理能力/($t \cdot h^{-1}$)	最大浮物量/($t \cdot h^{-1}$)	最大沉物量/($t \cdot h^{-1}$)	入料粒度/mm	分选槽				提升轮				
					宽度/mm	长度/mm	深度/mm	容积/m^3	外径/mm	轮宽/mm	轮速/($r \cdot min^{-1}$)	电动机	
												功率/kW	转速/($r \cdot min^{-1}$)
JL18A	160			100～0	1800				3400		2.94	4	1450

续表

型号	处理能力/(t·h⁻¹)	最大浮物量/(t·h⁻¹)	最大沉物量/(t·h⁻¹)	入料粒度/mm	分选槽				提升轮				
					宽度/mm	长度/mm	深度/mm	容积/m³	外径/mm	轮宽/mm	轮速/(r·min⁻¹)	电动机	
												功率/kW	转速/(r·min⁻¹)
JL20A	200	120～160	200	200～25	2000	2400	1200	5	4200	800	2	5.5	1500
JL25A	300	210	300	300～50	2500	2700	1200	11	5000	800	2	7.5	1500

型号	排煤轮				外形尺寸/mm(长×宽×高)	机器质量/t
	节圆直径/mm	转速/(r·min⁻¹)	电动机			
			功率/kW	转速/(r·min⁻¹)		
JL18A	1000	13.3	1	950	3568×4230×4485	11
JL20A	1000	8	0.8	1000	2758×4485×4070	13
JL25A	1100	8	1.6	1000	3887×5957×5730	23

生产实践证明,我国自行设计、制造的JL型分选机从结构、传动、运转和维护等方面,都优于波兰的迪萨(DISA)型分选机。

(二)太司卡立轮重介质分选机

太司卡(TESKA)分选机是德国洪堡特—维达格公司于1985年制造的,它的结构如图3-7所示。该分选机主要由分选槽12、提升轮7和排煤装置5组成。提升轮与四个托轮10支撑,两侧装有定位轮。传动机构设在分选机的底座上,电动机带动链轮,并通过固定在立轮外壳的链条使立轮旋转。分选槽是固定的,而排矸轮是旋转的,两者之间存在一定间隙。因此,提升轮和分选槽之间必须予以密封。最初采用螺栓推动橡胶块的密封装置,现改为用冲气橡胶圈张紧与橡胶块密封的装置(如图3-8)所示。橡胶圈类似轮胎那样,由内部充气,充气压力为0.03～0.04MPa。橡胶密封件不应密封太紧,应留一定间隙,其大小一般为1～2mm,允许从间隙流出少量悬浮液,以资润滑。流出的这部分悬浮液返回循环介质桶循环使用。

该机分选过程是:原料煤从给料端给入,悬浮液从给料溜槽下方给入,形成水平—下降流进行分选,浮物由排煤轮排出,沉物由提升轮提升经溜槽排出。

两产品太司卡分选机的主要技术规格有槽宽为1.5m、2.25m、3.0m、3.5m四种;提升轮直径有3.2m、4.0m、4.3m、4.7m、5.4m、5.6m,最大为7.2m。入料粒度上限最大可达1.2m,下限可达6mm左右。处理能力按浮物计算为110～360t/h。当分选密度±0.1含量在30%～40%左右时,E_p值为0.02～0.03,数量效率在98%～99%。当选别±0.1含量在70%～90%左右时,E_p=0.03～0.05。数量效率为70%～80%左右。介质消耗量较少,一般为50～100g/

to

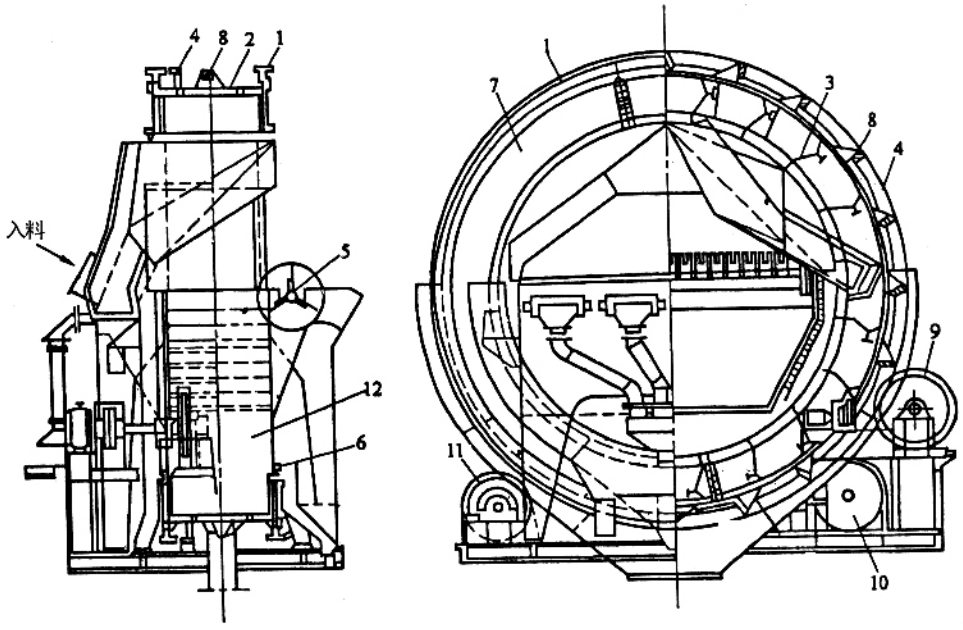


图 3－7　太司卡分选机结构

1—滚圈；2—脱水板；3—提料板；4—套筒滚子链；5—排料轮；6—充气软管；7—提升轮；8—橡胶垫圈；9—链轮；10—带轴座的支撑托轮；11—石墨板；12—分选槽

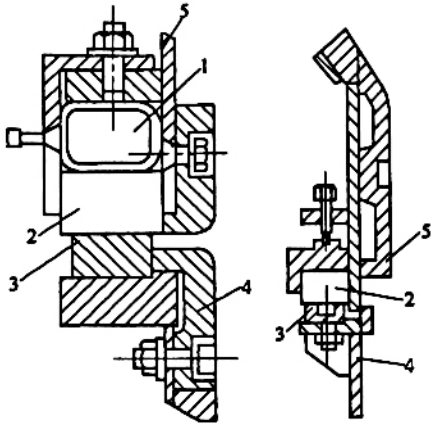


图 3－8　提升轮与分选槽的密封装置

1—充气橡胶圈；2—橡胶块；3—接触面；4—排矸轮；5—分选槽

我国范各庄选煤厂块煤分选系统采用了两台太司卡分选机，第一段用高密度分选，分选机槽宽 4.5m，第二段用低密度分选，分选机槽宽 3.5m，第一段可能偏差 $E_P = 0.023$，第二段可能偏差 $E_P = 0.021$，介质消耗量为 130.47g/t。

太司卡分选机的优点是：

(1)提升轮的链轮链条传动结构和托轮都在分选槽外，不与悬浮液直接接触，因此磨损小，工作可靠。

(2)提升轮的轮底(即整个提升轮的外圈)分为两层，内层是筛板并分成许多间隔用于脱介和分割提升沉物。在外壳上设有若干个悬浮液排放口，其口径大小可以调节(直径 6.5m 的提升轮有 20 个悬浮液排放口)。分选槽内的部分悬浮液可以通过分选槽下部的排放口排出，造成下降液流，这部分悬浮液约占总循环量的 20%(包括密封圈间隙流出的一小部分悬浮液)。下降流的作用可使分选槽中的密度保持稳定，同时有助排除密度接近于悬浮液密度的这部分物料，防止这部分物料在分选槽中积聚，从而保证良好的分选效果。

(3)提升轮可排出 1.2m 长的大块矸石。用高密度、下降流分选时，可用较粗的磁铁矿粉(0.2～0.6mm 级占 90%)作加重质，回收加重质可用静力法，加重质的损失小。

太司卡分选机在运转过程中发现其存在的问题主要有：

(1)提升轮刚度不够，变形较大，特别是接口处用一排螺栓把紧，结果把不紧，运转起来发生错动、漏水；

(2)提料板结构设计不合理，不仅装料少，而且易弯曲；安装提料板的耳朵单薄，有时被扯掉，并把提升轮的两帮带坏；

(3)托轮轴挡圈的止口小，结构形式不合理，在轴向力的作用下被挤掉，造成直径 270mm、长近 2000mm 的托轮轴作废；

(4)托轮与轴之间采用滑动轴承，材料为青铜，由于浇不进油，易烧轴承，轴承被烧后，则整个托轮装置报废；

(5)分选槽体强度不够，没有加强筋保护，变形较大，与提升轮之间的密封无法保证，造成漏料。

(三)迪萨型立轮重介质分选机

迪萨(DISA)型分选机是波兰 1970 年设计制造的。在我国吕家坨、大武口选煤厂投入使用。该机结构特点是提升轮采用环形平胶带，(置于分选槽中)摩擦传动，以水平介质流和上升介质流进行分选。波兰制造的DISA－1S 型DISA－2S 型为中间排矸式。DISA－3S 型为三产品分选机。三产品分选机是由两台两产品分选机组成的，原料煤给入第一段分选槽内，按低密度进行分选，得到最终精煤，中煤和矸石的混合物由提升轮提升经溜槽给入第二段分选槽中再选。

图 3－9 为DISA－1S 型分选机。该机的沉物排料溜槽位于分选槽侧下方。因此，若使用DKSA－1S 型分选机设主、再选流程时，主、再选两台分选机布置时必须有高度差，否则再选机入料溜槽角度不能保证。

DISA型重介质分选机主要优点是占地面积小，布置紧凑，制造容易。缺点是由于采用环形平胶带传动，传动胶带容易被拉长，不能保证提升轮与分选槽之间的间隙，提升轮运转时摆动，以致造成漏物料，从而易发生堵、压等故障。此外还使胶带磨损加重，一般 3～6 个月就得更换一次。

DISA－S 分选机的技术规格见表 3－2。

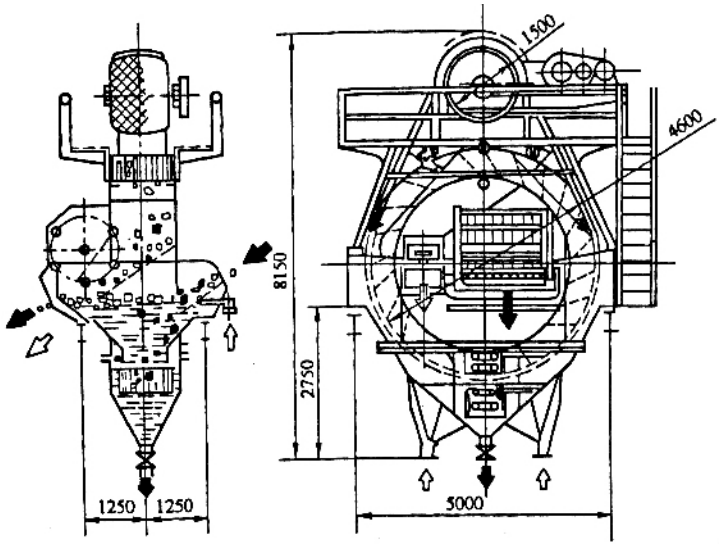


图 3－9 DISA－1S 型分选机

表 3－2 DISA－S 型分选机的技术规格

项目		DISA－1S	DISA－2S	DISA－3S 3000/2000	DISA－3S 40000/2500
分选槽宽度/mm		1200 2000 3200	2000 2500 3000 4000	3000 2000	4000 2500
入料粒度/mm		400～10	400～10	250～10	400～10
最大处理量/($t \cdot h^{-1}$)		150 250 360	250 300 350 500	350	500
最大沉煤量/($t \cdot h^{-1}$)		150 250 300	240 240 240 450	280 240	400 310
提升轮	直径/mm	4000 4600 5800	4600 4600 4600 5800	4600	5800
	宽度/mm	1050 1050 1300	1050 1050 1050 1300	1050	1300
	转数/($r \cdot min^{-1}$)	1.3 1.3 1.3	1.3 1.3 1.3 1.15	1.3	1.15
电动机功率/kW	提升轮	1.0	1.0	10	10
	排煤轮	1.5 1.5 3	1.5 1.5 1.5 3	1.5 1.5	3 3
分选槽容积/m^3		7.5 12 24	12.5 12.5 15 28	15 12	25 15
液面面积/m^2		4.1 5.4 10.2	5.6 7.0 8.4 11.8	8.4 5.6	14.4 8
质量/t	无负荷工作状态	18.5 21.5 33.1 31 41 80	21.5 22 22.7 34.4 42 42 48 85	43.3 91.1	61.4 130.0

波兰一些选煤厂用 DISA 型分选机分选指标如表 3－3。我国吕家坨选煤厂用 DISA 型分选机，规格及分选结果见表 3－4、表 3－5。

表 3－3　波兰用 DISA 型分选机分选指标

厂名	入料粒度/mm	分选机类型	分选密度/(kg·L^{-1})	可能偏差 E_p	不完善度 I
贝多姆	250～30	两产品	1.56	0.023	0.041
谢米亚诺维茨	120～10	两产品	1.74	0.060	0.081
克努茹夫	200～20	三产品	1.56	0.030	0.054
			1.73	0.030	0.041
列宁	120～20	三产品	1.37	0.015	0.040
			1.83	0.055	0.066
早休夫卡	200～20	三产品	1.46	0.031	0.067
			1.70	0.036	0.051

表 3－4　吕家坨用 DISA－1S 型立轮分选机规格

项目		主选机	再选机
生产能力/(t·h^{-1})		90～170	140～250
槽宽/mm		1400	2100
槽长/mm		2300	3000
超内容积/m^3		5.75	8.5
立轮直径/mm		3400	4400
立轮圆周速度/(m·s^{-1})		0.48	0.46
立轮宽度/mm		700	700
立轮电动机	型号	SZJMd56b	同左
	功率/kW	4.5	同左
	转速/(r·min^{-1})	940	950
刮板电动机	型号	SZJMd46b	同左
	功率/kW	1.7	同左
	转速/(r·min^{-1})	930	同左
机重/kg		11336	15326

表 3－5 吕家坨用 DISA－1S 型分选机分选结果

密度/(kg·L⁻¹)	原煤		精煤		中煤		矸石	
	γ/%	A_d/%	γ/%	A_d/%	γ/%	A_d/%	γ/%	A_d/%
<1.3	3.93	7.38	12.08	6.23	0.83	9.07		
1.3～1.4	15.99	13.92	75.72	12.01	13.52	13.89	0.05	10.24
1.4～1.5	10.78	22.48	10.88	19.88	29.62	21.49	0.05	20.40
1.5～1.6	8.29	29.54	0.74	30.89	18.93	30.82	0.07	29.36
1.6～1.8	9.99	40.99	0.29	41.52	26.85	42.13	0.57	47.72
>1.8	51.02	76.09	0.29	62.58	10.25	53.69	99.26	75.56
小计	100.00	50.30	100.00	12.55	100.00	30.96	100.00	75.30

注：分选密度主选 1.34kg/L，再选 1.89kg/L。

(四)TKL 型立轮重介质分选机

DISA 型和 JL 型立轮重介质分选机其结构上的最大缺点是：其一：提升轮浸泡在介质中运转，使提升轮寿命大大降低(寿命一般为 3－5 年)，增大维修和生产费用；其二：这两种分选机提升轮是用托轮从上半部支撑的，托轮不易做大，其承载能力有限，因而，影响提升轮的帮、底和提料板用钢材的厚度，更无法镶铸石或碳化硅等耐磨蚀材料防止磨蚀。

唐山分院通过对 DISA 型和 JL 型的分析，并吸取了 TESKA 型立轮分选机设计优点以及在范各庄选煤厂使用十几年来的生产经验，结合我国的实际情况，自行研制成功了 TJL 型立轮重介质分选机系列产品。

已在范各庄选煤厂投入生产的 TJL4565 型立轮重介质分选机是将提升轮套在分选槽的外面，让分选槽从提升轮的中间通过，使提升轮不浸泡在介质中运转，四个支撑提升轮的托轮装置也是由上部移到下部。这样一来提升轮和托轮装置的结构不再受空间的限制，可以加大和设计的合理一些。提升轮的外表面不与介质接触，也就不再有磨蚀问题，内表面由于提升轮不再受质量限制，可以镶铸石等耐磨材料，从而使寿命提高几倍。同时解决了太司卡分选机所存在的问题。

该机分选槽与提升轮之间的密封装置、提升轮的传动装置以及提升轮圆周上调整下降流的孔的设置，均与 TESKA 型立轮分选机类似。

TJL 型立轮重介质分选机的技术参数见表 3－6。

表 3－6 TJL 型立轮重介质分选机的技术参数

立轮分选机型号	分选槽宽/mm	提升轮有效直径/mm	入料粒度范围/mm	处理能力/(t·h⁻¹)	提升轮外径/mm	提升轮电机功率/kW	分选槽容积/m³	机重/t
1630	1600	3000	13～150	80～160	3400	4	4.2	19
1636	1600	3600	13～300	100～180	4210	5.5	6	22

续表

立轮分选机型号	分选槽宽/mm	提升轮有效直径/mm	入料粒度范围/mm	处理能力/(t·h^{-1})	提升轮外径/mm	提升轮电机功率/kW	分选槽容积/m^3	机重/t
2040	2000	4000	13 ~ 300	140 ~ 240	4680	7.5	9	29
2545	2500	4500	13 ~ 300	180 ~ 300	5180	11	12	32
3253	3200	5300	13 ~ 300	230 ~ 380	6040	15	16	47
3555	3500	5500	13 ~ 300	250 ~ 420	6050	15	19	50
4060	4000	6000	13 ~ 300	300 ~ 480	6750	18.5	23	56
4565	4500	6500	13 ~ 300	320 ~ 500	7124	22	30	68
4567	4500	6700	13 ~ 400	400 ~ 550	7450	22	32	73
5071	5000	7100	13 ~ 400	450 ~ 600	7850	22	39	87

二、斜轮重介质分选机

斜轮重介质分选机原名为德鲁鲍依重介质分选机。20 世纪 50 年代初法国韦诺—皮克公司研制，后来各国广泛使用。我国制造的斜轮重介质分选机型号为 UZX 型，其构造如图 3 - 10 所示，它是由分选槽 1、提升轮 2、排煤轮 3 等部件组成。分选槽是由数块钢板焊接而成的多边形箱体，上部呈矩形，底部顺煤流方向的两块钢板倾角为 40° ~ 45°。斜提升轮 2 装在分选槽旁侧的机壳内，其传动部分设在分选槽的下部，包括提升轮的轴 4、减速器 5 和电动机 6。提升轮 4 经减速器 5(摆线齿轮减速器或歪脖子减速器)由电动机 6 带动旋转。斜提升轮下部与分选槽底部相通，提升轮骨架 7 用螺栓与转轮盖 8 固定在一起，转轮盖用键安装在轴上。斜提升轮轮盘的边帮和盘底分别由数块立式筛板 9 和筛底 10 组成。在斜提升轮轮盘的整个圆面上，沿径向装有冲孔筛板制造的若干块叶板 11，沉物主要由它提升的，斜提升轮的轴由支座 12 支撑，支座则是由螺栓固定在机壳支架上的，轴的上部装有单列推力球面轴承和双列向心球面滚子轴承，轴端通过浮动联轴节与减速器的出轴相连接。排煤轮呈六角形，其轴是焊接件，轴两端装有轴套，电动机 14 通过链轮 15 带动其转动，轴两端装有骨架 16，在对应角处分别有六根卸料轴相连，在每根卸料轴上有若干个橡胶带 17 吊挂的重锤 18。浮物就是靠排煤轮转动时由重锤逐次拨出的。

该分选机在给料端下部位于分选带的高度引入水平介质流，在分选槽底部引入上升介质流，从而形成水平和上升介质流。水平介质流不断给入分选带补充合格悬浮液，防止分选带密度降低。上升介质流造成微弱的上升水速，防止悬浮液沉淀。水平和上升介质流使分选槽中悬浮液的密度保持稳定均匀，并造成水平流运输浮物。原料煤进入分选机后按密度分为浮物和沉物两部分。浮物由水平流运输至溢流堰被排煤轮 3 刮出，经固定筛一次脱介后进入下一脱水脱介作业 沉物下沉至分选槽底部由提升轮的叶板 11 提升至排料口排出。在提升过程中也进行了一次脱介。

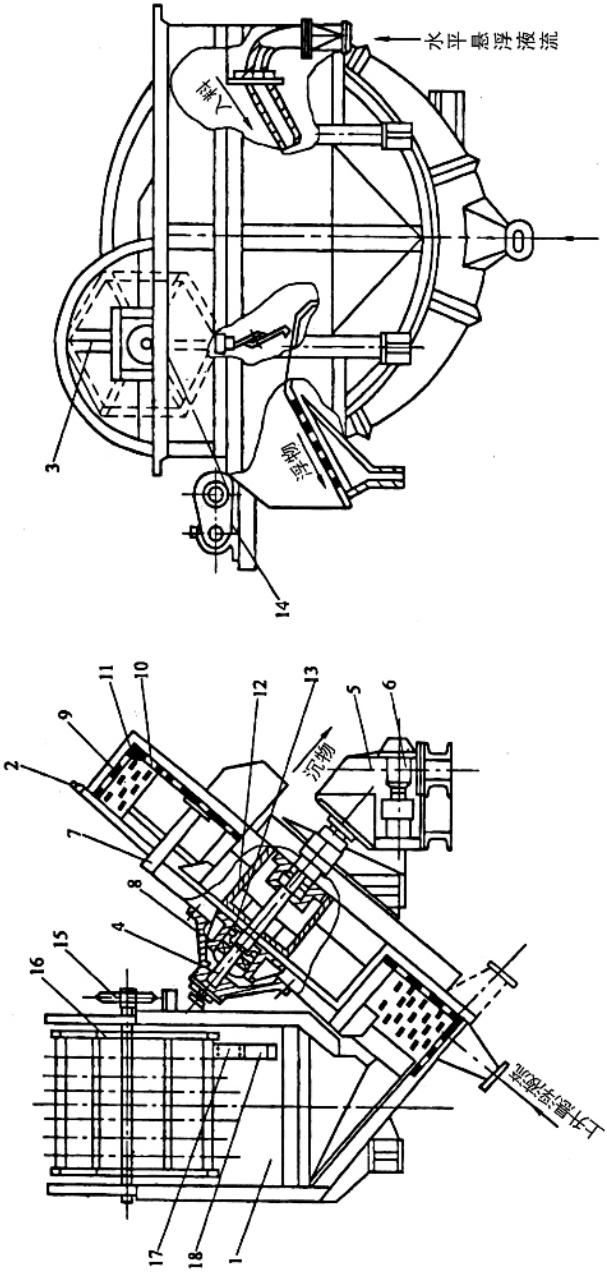


图 3－10 斜轮重介质分选机

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

图 7-3-10 斜轮重介质分选机

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

LZX 型斜轮重介质分选机的主要优点是：分选槽面可以做得比较开阔，斜提升轮直径可达到 8m 或更大，因此，分选粒度上限可达 1000mm。由于浮物采用排煤轮的重锤拨动排放，所以被煤带走的悬浮液量少，即所需悬浮液的循环量低，按入料量计算约为 0.7～1.0$m^3/t \cdot h$。缺点是外形尺寸大，占地面积大。

目前我国选煤厂使用的最大规格的斜轮分选机是 LZX－4 型，槽宽 4m，在抚顺西露天矿选煤厂用来分选 300～13mm 的块煤。十几年来运转正常，可能偏差 E_p 值为 0.04，数量效率为 95.94%。

斜轮重介质分选机的规格以分选槽的宽度表示，国产斜轮重介质分选机的技术规格见表 3－7。

表 3－7　斜轮分选机技术规格

型号		LZX－1.0	LZX－1.2	LZX－1.6	LZX－1.6 双边入料	LZX－2.0	LZX－2.6	LZX－3.2	LZX－4.0	LZX－5.0
槽宽/mm		1000	1200	1600	1600	2000	2600	3200	4000	5000
入料粒度/mm		6～200	6～200	13～300	10～300	13～300	8～300	6～400	13～450	25～600
处理量/($t \cdot h^{-1}$)		50～80	65～95	100～150	250～300	180～230	200～300	250～350	350～500	450～600
分选槽容积/m^3		1.5	2	5.5	17	3	13	20	30	64
提升轮	直径/mm	3000	3200	4000	5350	4500	4500	5350	6550	7800
	转速/($r \cdot min^{-1}$)	5	5	2.3	1.14	2.3	1.18	2.5	1.6	1
	主轴倾角/(°)	40°	40°	40°	40°	40°	40°	40°	40°	40°
排煤轮转速/($r \cdot min^{-1}$)		9	9	7	8.8	7	6	5.8	5.3	5.3
排轮电机	型号	JO_2－61－8	JO_2－61－8	JO_2－61－8	JO_2－42－4	JO_2－62－8	JO_2－62－8	JO_2－62－8	JO_2－62－8	JO_2－71－4
	功率/kW	7	7	7.5	5.5	7.5	10	10	10	22
	转速/($r \cdot min^{-1}$)	720	720	720	1440	720	720	720	720	720
排煤轮电机	型号	JO_2－32－6	JO_2－32－6	JO_2－32－6	JO_2－31－4	JO_2－32－6	JO_2－31－4	JO_2－51－8	JO_2－51－8	JO_2－51－8
	功率/kW	2.8	2.8	2.8	2.2＋2.2	2.8	2.2	4	4	4
	转速/($r \cdot min^{-1}$)	960	960	935	1435	935	1435	1500	770	720
外形尺寸	长/mm	4315	4435	5127	5200	5768	5574	6718	6986	10200
	宽/mm	3112	3365	4358	6400	4987	5590	6453	7730	8350
	高/mm	3500	3596	4460	5240	4762	5430	5775	6690	7450
总重/kg		9870	11570	20280	24700	22780	21690	33500	43000	98800

三、立轮重介质分选机与斜轮重介质分选机的比较

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

立轮分选机产生的旋转涡流如图 3－11 所示。

立轮分选机的提升轮与悬浮液的流动方向成 90°角，由于提料板的推动，使悬浮液内部形成一个与液流方向成 90°的旋转涡流。在提升轮上升一侧的悬浮液表面上，出现翻花现

象,这就是涡流造成的。但提料板与悬浮液接触面均匀一致。图 3 – 11b 是上述涡流在分选槽垂直断面上形成的两个小涡流,它的运动方向,在分选槽的入料口和溢流口处都是向下的,与高密度物下沉方向一致,因此对分选效果过程没有影响,反而促使密度接近悬浮液密度的物料运动,及时解决因这部分密度物过多而造成的‘死床’问题。当然提升轮转数应严格控制在适宜范围,防止涡流过大造成错配物增加。

斜轮分选机产生的涡流如图 3 – 12 所示。

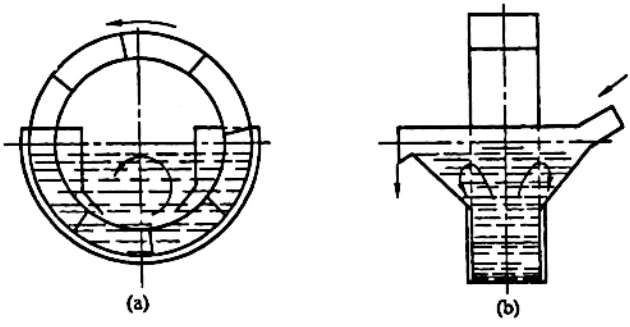


图 3 – 11 立轮涡流图

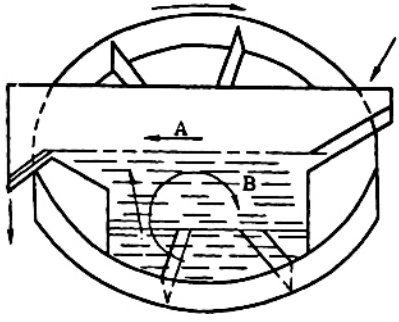


图 3 – 12 斜轮涡流图

从图中可看出,提升轮旋转方向所产生的涡流方向,在入料口处为下降流,在溢流口是上升流,这种涡流会影响小颗粒下沉。由于提升轮斜置在分选槽一侧,当旋转时,提升板推动分选槽下部一侧悬浮液形成 B 的流动方向,A 与 B 产生流速差,因此会出现悬浮液表面流速一侧快一侧慢,甚至局部倒流现象。所以斜轮分选机不仅影响分选效果而且降低处理量。

(2)立轮比斜轮的磨损轻。立轮各部件的寿命在一年以上,排矸轮、槽体等大部件的寿命平均在五年以上 斜轮各部件的寿命最多两年。如排矸轮、伞齿轮等大部件的寿命只有一年。

(3)立轮的传动机构简单,因此不易损坏,事故少 斜轮的传动机构复杂,事故多,维修量大。

(4)相同槽底的立轮比斜轮体积小,质量轻。

第四章　重介质旋流器

重介质旋流器是一种结构简单、无运动部件的选煤设备。根据机体结构和形状分为圆锥型和圆筒型两产品重介质旋流器、双圆筒串联型和圆筒与圆锥串联的三产品重介质旋流器。

第一节　两产品重介质旋流器

两产品重介质旋流器按其原料煤给入方式分为有压(切线)给煤式和无压(中心)给煤式2种。前一种为圆锥形重介旋流器,后一种为圆筒形重介旋流器。

一、圆锥形重介质旋流器

国内外广泛使用圆锥形重介质旋流器。图4－1为两产品重介质旋流器结构图。

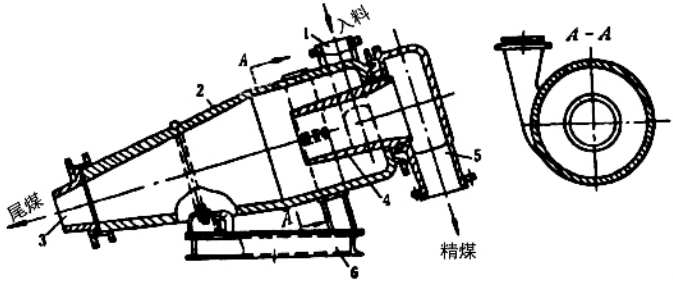


图4－1　两产品重介质旋流器

1—入料管;2—锥体;3—底流口;4—溢流管

5—溢流室;6—基架

物料与悬浮液混合,以一定压力从入料管沿切线方向给入旋流器圆筒部分(如图4－2),由于离心力的作用,高密度物料移向锥体的内壁,并随部分悬浮液向下作螺旋运动,最后从底流口排出;低密度物料集中在锥体中心,随内螺旋上升,经溢流管进溢流室排出。溢流先进入溢流室,然后顺切线方向排出,可以减少对旋流器不利的反压力。

旋流器内流体的切线速度很大(4.4m/s以上),对部件磨损严重。为了提高设备的使用

寿命，可用合金钢等耐磨材料整体铸造，也可以采用耐磨材料作衬里（如铸石等），但衬里要求光滑，无凹凸和台阶，以免破坏液体的正常流态。表 4－1 为我国常用的圆锥形重介质旋流器的技术规格。

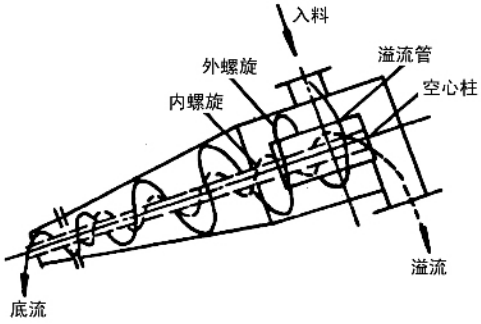


图 4－2 重介质旋流器分选过程

表 4－1 我国常用的圆锥形重介质旋流器技术规格

直径（mm）	500	600	700
锥角（°）	20	20	20
处理量（t/h）	40～50	50～60	55～65
最大入料粒度（mm）	33	50	50
定压箱高度（m）	5.5	7.5	7.5
入料管直径（mm）	150×60	150	150
溢流管直径（mm）	160～200	190～320	225～235
底流口直径（mm）	60～150	150～160	180
锥比	0.7～0.8	0.7～0.8	0.7～0.8
溢流口插入深度（mm）	340～220		400
安装角度（°）	10	10	10

二、圆筒形重介质旋流器

美国制造的 DWP 型重介质旋流器属无压给料式圆筒形旋流器，其构造见图 4－1。分选物料与悬浮液分开给入。物料无压、自重给入上部中心入料管（在给料箱内也加入少量悬浮液）；悬浮液用泵以 0.06～0.15MPa 的压力沿切线压入圆筒下部（圆筒呈 25°～30°倾角安装）。沿切线压入的悬浮液从底至顶造成一股上升的空心旋涡流。矸石与一部分高密度（起浓缩作用的）悬浮液沿筒壁上升，从矸石排出口排出。精煤与低密度悬浮液聚集在旋涡中心向下流动，通过下部排出口排出。

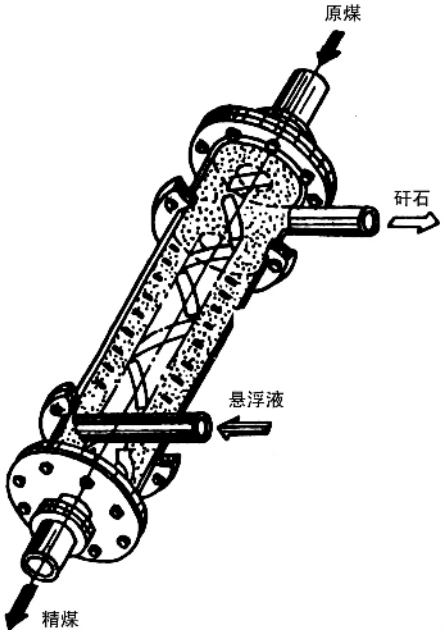


图 4－3　DWP 型重介质旋流器

DWP 型重介质旋流器的主要技术规格见表 4－2。这种旋流器优点是：物料与悬浮液分开给入，有利于悬浮液密度的测定和调整；物料与悬浮液之间接触时间短，粉碎程度低；旋流器各部件磨损小，使用寿命长。缺点是分选精度较差。

表 4－2　DWP 型重介质旋流器的技术规格

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

第二节　三产品重介质旋流器

三产品重介质旋流器是由两台两产品旋流器串联组装而成的。第一段为主选，采用低密度悬浮液进行分选，选出精煤和再选入料，同时由于悬浮液浓缩的结果，为第二段准备了

高密度悬浮液。第二段为再选，分选出中煤和矸石两种产品。

我国三产品重介质旋流器是用一台圆筒旋流器和一台圆锥旋流器串联而成（见图 4－4）。技术特征见表 4－3。

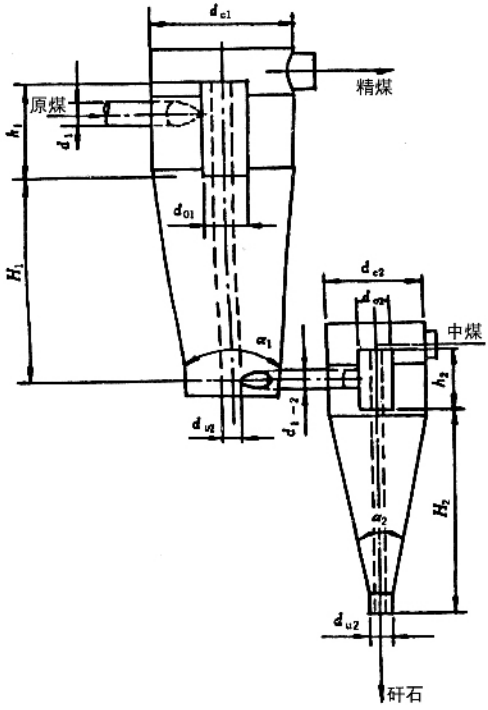


图 4－4　三产品重介质旋流器结构示意图

表 4－3　我国三产品重介质旋流器的技术规格

型号 / 名称	ϕ200/140		ϕ500/350		ϕ710/500	
	第一段	第二段	第一段	第二段	第一段	第二段
圆筒直径（mm）	200	140	500	350	710	500
圆锥角（°）	0～10	20	10	20	0	20
溢流口直径（mm）	50～60	50～70	160～195	140～180	240～315	170～240
底流口直径（mm）	45	45	80～100	80～120	120～170	120～200
入料口直径（mm）	40		90～110	80～100	120～200	
入料粒度（mm）	13～0.5		25～0.5	25～0.5	40～0.5	40～0.5
处理能力（干煤）（t/h）	3～5		40		70～110	
处理能力（矿浆）（m^3/h）	26		210		300	
定压几何高（m）			6.5		7.10	

续表

名称 \ 型号	φ200/140		φ500/350		φ710/500	
	第一段	第二段	第一段	第二段	第一段	第二段
总重(kg)			1134		3100	
外形尺寸(长×宽×高)(mm)			2846×1221×818		3808×1615×910	
安装角(°)	20	10			10	20

前苏联制造的ГТ—3/80型三产品重介质旋流器外形见图4－5，它由一台圆筒旋流器和一台圆锥旋流器串联而成。表4－4为该种旋流器的技术规格。

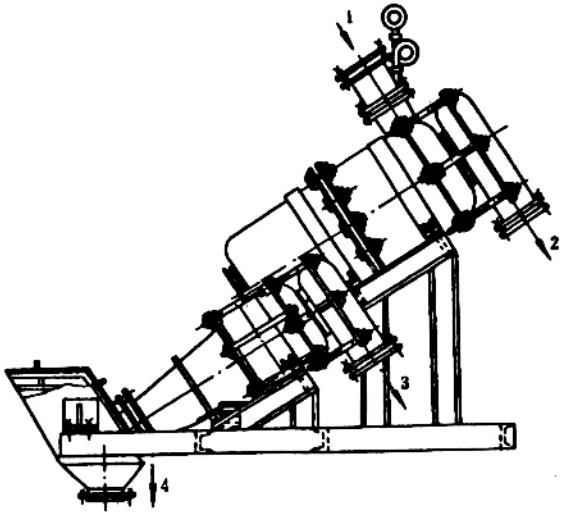


图4－5　ГТ—3/80三产品重介质旋流器
1—入料；2—精煤；3—中煤；4—矸石

一台三产品重介质旋流器代替两台两产品重介质旋流器，其优点是：可以省掉一个悬浮液循环系统和再选物料的运输；减少厂房空间，并方便生产管理。但是，第二段悬浮液是由第一段旋流器浓缩而来，所以第二段旋流器的分选密度除与第一段分选密度有关外，还与第二段底流口直径有关。因此，在正常情况下，只改变入料悬浮液的密度和第二段底流口直径两个参数，即可达到所需分选密度的调整范围(第一段为1.35～1.65kg/L，第二段为1.8～2.2kg/L)。

表4－4　苏联ГТ型三产品重介质旋流器技术规格

项目	旋流器型号			
	ГТ—3/80		ГТ—710/630(500)	
	第一段	第二段	第一段	第二段
直径(mm)	630	500	710	630(500)

续表

项目	旋流器型号			
	ΓT—3/80		ΓT—710/630(500)	
	第一段	第二段	第一段	第二段
锥角(°)		20		20
给料漏斗高度(m)	6		7.2	
悬浮液入料压力(MPa)				
最大处理量	80	50	100	80(50)
按煤计(t/h)				
按悬浮液计(m^3/h)	200	130	250	170
入料粒度(mm)	25~0.5	30~0.5	40(30)	40(30)
重量(kg)	3000		3600(3300)	

第五章　悬浮液的回收净化

在重介质选煤过程中，大量的加重质随同产品一起排出，不但造成加重质的损失，而且污染产品，降低产品质量，因此必须将其与产品分离回收。

在生产过程中，往往因准备筛分或脱泥作业的效率较低，或者因原料煤在运输或分选过程中的破碎和泥化，致使大量 -0.5mm 的煤泥和粘土在悬浮液系统中积累，使悬浮液粘度增加，进而恶化分选效果，因此必须将其净化。悬浮液的回收净化是重介质选煤流程中的一个组成部分。它的主要任务是从稀悬浮液和排放水中收集加重质，减少加重质的损失，并从悬浮液中排出煤泥和粘土，保证悬浮液性质稳定，从而保证良好的分选效果。

第一节　悬浮液回收净化系统

对磁性介质，通用悬浮液回收净化系统如图 5-1 和图 5-2 所示。

从产品中回收加重质的作业是在筛孔为 0.35～1mm 的固定筛或振动筛上进行的。通常产品先在固定筛（包括弧形筛）上预先脱除部分悬浮液后再进入振动筛。一般来说，产品在振动筛第一段脱除悬浮液后仍粘有加重质，产品粒度越细、粘附量越大；分选介质密度愈高，粘附量也越大。

一般每吨产品在 10～100kg 之间。因此，在振动筛的第二段要加喷水冲洗掉这部分加重质。冲洗过程用水有循环水和清水两种，矸石可用循环水冲洗，精煤先用循环水，而后必须用清水冲洗，以免增加灰分。冲洗水量因粒度不同而异，一般每吨产品用水量在 0.5～$3m^3$ 之间。

弧形筛和脱介筛第一段筛下物为循环悬浮液，此密度接近合格悬浮液的密度，可直接返回合格悬浮液桶复用；第二段筛下物因加入喷水浓度很低，为稀悬浮液，其中含有加重质和煤泥、粘土，一般用浓缩机（也可用磁力脱水槽或低压旋流器）浓缩，浓缩机溢流可作脱介筛第一段喷水，浓缩机的底流进入两段磁选机，磁选精矿进入合格介质桶与循环悬浮液混合组成合格悬浮液，用泵输送到分选机中循环使用。

从悬浮液中排出煤泥和粘土，是悬浮液的净化作业。通常是通过分流箱分出一部分循环悬浮液进入稀悬浮液系统，经磁选回收加重质而使多余的煤泥和粘土从磁选尾矿排出，这部分循环悬浮液称为分流悬浮液，简称分流。

在用重介质旋流器分选不脱泥原料煤和三产品块煤分选机以及在用重介质分选机分选含有易泥化矸石的原料煤时，分流量就应该大些；若是最终产品带走的煤泥与入料的煤泥在

数量上达到平衡，悬浮液粘度又在允许范围以内时，就没有必要分流了。分流量的大小可以由自动控制系统根据需要改变。

应该注意的是，分流量越大，从磁选尾矿中损失的磁铁矿量也越大。因而，不应随意增加分流量。

图 5－1 所示的悬浮液回收净化流程比较简单，缺点是细粒磁铁矿和细煤泥容易损失。常用于块煤悬浮液回收净化流程。

图 5－2 悬浮液回收净化流程与前一种流程不同之处是稀悬浮液先在一低压旋流器内分级，细粒磁铁矿和细煤泥通过旋流器溢流进入浓缩机。旋流器底流为粗粒磁铁矿及粗煤泥，进入磁选机。磁选精矿进入浓缩机。浓缩机底流进入合格介质桶。浓缩机溢流作澄清水，由自动控制系统控制浓缩机底流。该流程比较复杂，优点是能回收细煤泥和细粒磁铁矿，对末煤重介选流程是有利的。

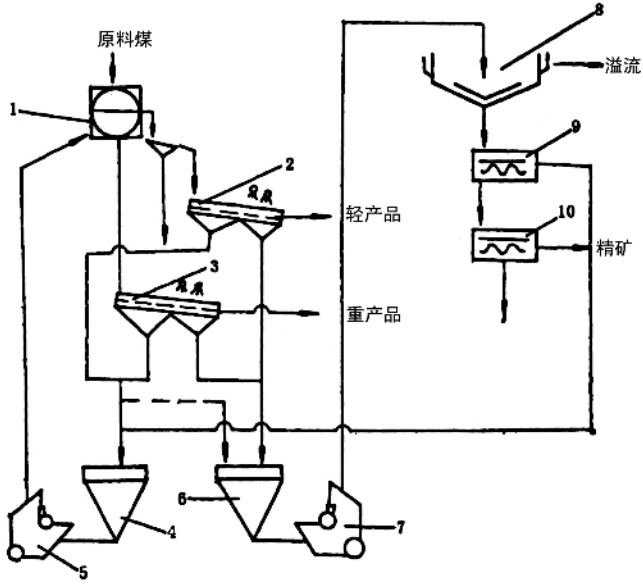


图 5－1 悬浮液回收净化流程图

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

除上述两种流程外，还有一种最简单的直接磁选净化流程，即稀悬浮液不经浓缩（或分级）设备直接进入磁选机。我国采屯，吕家坨选煤厂都采用了直接磁选。优点是缩短了介质循环路程，减少了管路磨损，提高了悬浮液的稳定性。这种流程要求稀悬浮液量尽量减少，磁选机处理能力要大。

此外对粗粒磁性介质也可采用重力沉淀回收的方法。如西德对太司卡分选机所用磁铁矿采用重力沉淀回收，介质损失也不大。对非磁性介质可视加重质特性采用重力沉淀、离心沉淀、过滤、浮选、摇床精选等方法进行回收和净化。

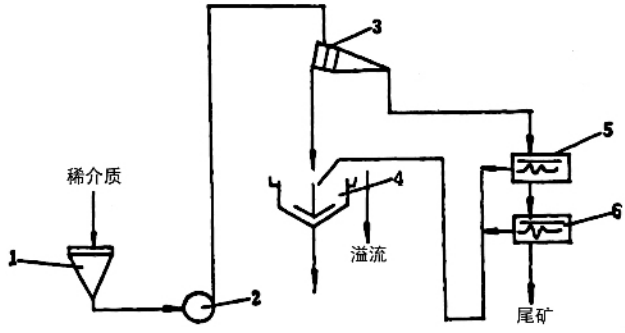


图 5－2　稀介质预先分级回收净化流程
1—稀介质桶；2—稀介质泵；3—低压旋流器；
4—浓缩机；5—一段磁选机；6—二段磁选机

第二节　悬浮液中煤泥量的动平衡

进入悬浮液系统的煤泥有原料煤带入的煤泥和分选过程中产生的次生煤泥。从悬浮液系统中排出的煤泥有：产品带走的煤泥、稀介质和分流悬浮液进到磁选机后以尾矿形式排除的煤泥。当原料煤的数质量、选煤工艺流程及分流量等各项参数不变时，按照数质量平衡原则，煤泥不可能在系统中无限积存，也不可能在系统中无限减少。进入系统的煤泥量应与从系统排除的煤泥量相平衡。

当某一参数改变时，煤泥量就不平衡了，煤泥量在合格悬浮液中增加或减小，但到一定值后又在新的基础上平衡了。比如当分流量增加后，进入系统的煤泥量没变，但从磁选尾矿排除的煤泥量增加了，于是从系统中排除的煤泥量大于进入系统的煤泥量，合格悬浮液中的煤泥含量逐渐减少，合格悬浮液的粘度也逐渐减小。这样，脱介筛的脱介效果将会改善，进入第二段稀悬浮液中的煤泥量也将会逐渐减少。最后由产品带走的煤泥量也逐渐减少。结果是从系统中排除的煤泥量逐渐与进入系统的煤泥量趋于平衡，也就是在合格悬浮液中煤泥含量减少的基础上达到了新的动平衡。

所以，当原料煤的煤泥含量变化或分流量变化时，合格悬浮液中的煤泥含量就会发生变化。通常调节煤泥量的办法是用改变分流量大小或者用提高或降低选前分级、脱泥作业的效率来调节。

第三节　悬浮液回收净化的主要设备

一、磁选机

磁选机是根据各种矿物的比磁化系数，借助于磁力将磁性矿物与非磁性矿物分离开来

的设备。

目前,国内外磁选机的种类繁多、分类方法也各不相同。根据磁场强度的强弱不同,可分为强磁场磁选机(H = 6000 ~ 26000 Oe)和弱磁场磁选机(H < 2500 Oe)。按其选别方式不同,可分为干式和湿式磁选机。按产生磁场的方法不同,可分为电磁磁选机和永磁磁选机。

重介质选煤系统中用于回收磁铁矿的磁选机,要求磁铁矿粉的回收率高,但对磁选精矿的品位要求不高。所以一般多选用湿式、弱磁场强度的圆筒式磁选机。其工作原理是借助圆筒中的磁系把稀悬浮液中的磁铁矿颗粒吸附到圆筒表面,并随圆筒转动到一定位置后离开磁场,磁力消失了,磁性颗粒在重力和离心力作用下落到精矿槽成为精矿;非磁性物不受磁系吸引由下部排出成为尾矿,如图 5 – 3 所示。

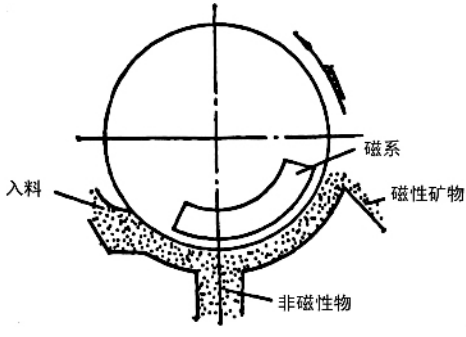


图 5 – 3 颗粒在磁选机中的分离示意图

在磁选机的分选空间中,颗粒不但受到磁力作用,还受到其它力的作用,如重力、离心力、摩擦力和水流冲力等。这些力与磁选机的结构、转速、处理量、颗粒性质等因素有关。磁性不同的颗粒受到这两种力的合力不同,使它们具有不同的运动轨迹,于是它们得以分开。

圆筒式磁选机根据入料方式和圆筒旋转方向,可分为顺流式、逆流式和半逆流式三种磁选机。

顺流式磁选机工作原理如图 5 – 4 所示。稀悬浮液由给矿管 1 进入给矿箱 2,从挡矿板 3 上边缘溢出,均匀地流入选矿槽。稀悬浮液中的磁性矿物被吸附在圆筒 4 上。由于磁系中的磁极极性交变排列,且稀悬浮液流动方向与圆筒转动方向一致,所以吸附在圆筒上的磁性物经过几次磁搅动后,使磁性矿物中的非磁性物在离心力和水流冲力作用下被甩到槽底 11。磁性矿物通过脱水区 8 脱离磁场,被水冲下后经精矿管 9 排出。尾矿沿扫选区 6 经槽底 11 从尾矿管 7 流出。

顺流式磁选机选出的精矿品位很高,它适合于精选作业,但由于稀悬浮液流速大,尾矿中损失的磁性矿物较大,故磁性物回收率较低。

逆流式磁选机的工作原理如图 5 – 5 所示。稀悬浮液经给矿箱 8 进入分选槽 5,磁性矿物被磁系 2 产生的磁场吸附在圆筒 1 的表面上,进入脱水区 6 后脱离磁场落入精矿溜槽 7 中。剩下的水和非磁性物经溢流堰 3 从尾矿箱 4 排出。

逆流式磁选机扫选区较长,尾矿中损失的磁性矿物较少,回收率高。尾矿是利用溢流排放,保证圆筒适度地沉没在稀悬浮液中,对入料变化适应性较强,因此在重介质分选系统中,

大多采用逆流式磁选机回收磁铁矿。

半逆流式磁选机工作原理如图 5－6 所示。

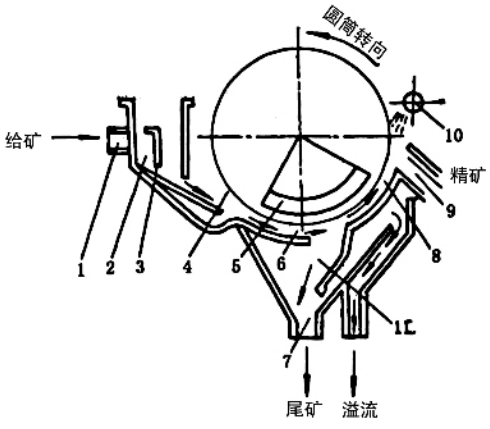


图 5－4　顺流式磁选机工作原理

1—给矿管；2—给矿箱；3—挡矿板；4—圆筒；5—磁系；6—扫选区；7—尾矿管；8—脱水区；9—精矿管；10—冲洗水管；11—槽底

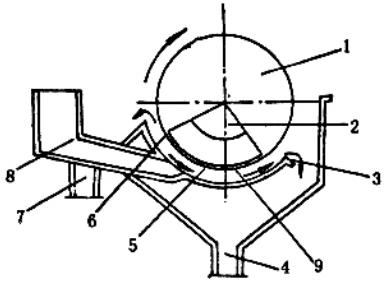


图 5－5　逆流式磁选机工作原理

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

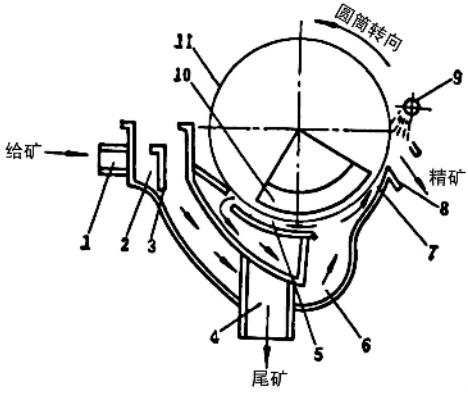


图 5－6　半逆流式磁选机工作原理

1—给矿管；2—给矿箱；3—挡矿板；4—尾矿管；5—扫选区；6—槽底；7—脱水区；8—精矿管；9—冲洗水管；10—磁系；11—圆筒

稀悬浮液从中间给入，扫选区是逆流式的、脱水区是顺流式的。因此，它兼有逆流式的高回收率和顺流式的高精矿品位的优点。

磁选机的磁系有电磁和永磁两种，永磁磁系用得越来越普遍。永磁磁系与电磁磁系相比，优点是不需要激磁电流和整流设备，不因电压不足或激磁系统停电而造成精矿损失；缺点是永磁块的场强会随使用时间的延长而衰减，过一定时间要充磁，不过磁场强度衰减速度

较慢。国内常用的水磁块有锶铁氧体和钡铁氧体。近年来也有些磁选机采用稀土磁块与普通铁氧体磁块组成复杂磁系。

表 5－1 为我国的弱磁场永磁磁选机规格和性能。

表 5－1 我国弱磁场永磁磁选机系列规格

名称	规格（mm）	生产能力（t/h）	粒度（mm）	转速（r/min）	磁场强度（Oe）
爆炸式筒式磁选机	ϕ600×900	10～15	3～0	40	1500
	ϕ600×1200	10～25			
	ϕ600×1800	25～60			1600
	ϕ750×1800	40～70		35	1500
	ϕ750×2100				1700
	ϕ900×1800	60～100			

注：各种规格都有顺流、半逆流、逆流三种槽体。

目前，重介质选煤厂用的磁选机以永磁逆流式圆筒磁选机为最多。图 5－7 为国产 ϕ750×2100 型双筒永磁磁选机。

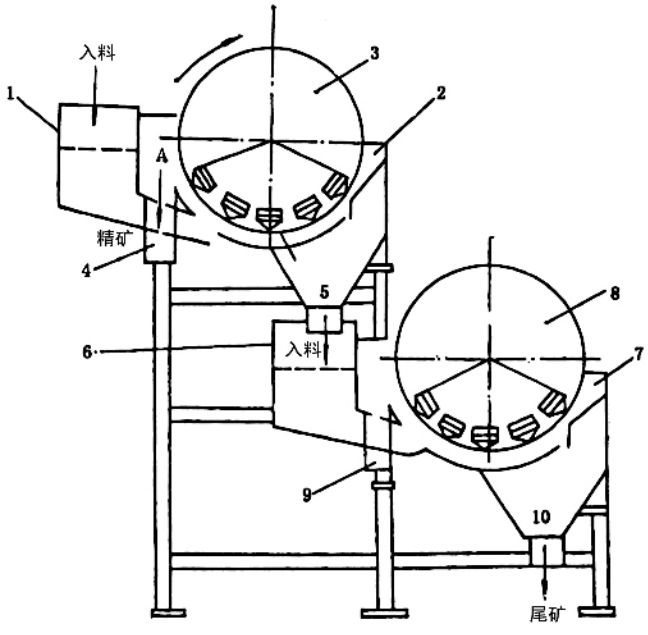


图 5－7 ϕ750×2100 双筒永磁磁选机

1、6—入料口；2、7—分选槽；3、8—磁选机圆筒；

4、9—精矿槽；5、10—尾矿槽

该磁选机是将两台单筒磁选机串起来组成的。在圆筒内装有五极永磁块组成的磁系，磁系磁极 N－S 交替排列，磁系包角 128°。磁系是不动的，而圆筒由电机带动以 20r/min 的速度旋转，旋转方向与稀悬浮液流动方向相反。稀悬浮液由给料口 1 进入分选槽 2，由于磁场的吸力，磁铁矿被吸在圆筒表面并跟随圆筒一起旋转到精矿管 4 上部 A 点离开磁场。这是因为用不磁化的不锈钢板制造的圆筒没有剩磁，所以，磁铁矿随圆筒到了 A 点就靠重力和离心力落入精矿管 4。非磁性物和水从分选槽 2 右边随溢流排入尾矿管 5。一段磁选尾矿进入二段磁选机再回收一部分精矿，以减少磁铁矿损失。该磁选机圆筒表面的磁场强度可达 1500 Oe。

磁系磁极 N－S 交替排列可以使磁性物随圆筒运动时受到 N－S 极变换的磁场作用使磁团粒在筒面上滚动，除掉磁团粒中夹杂的非磁性物，提高精矿品位。这种现象叫磁翻现象。

磁选机对磁性物的回收率(效率)ε 可用下式计算：

$$\varepsilon = \frac{\beta_{精}(\beta_{入} - \beta_{尾})}{\beta_{入}(\beta_{精} - \beta_{尾})} \tag{5-1}$$

式中　$\beta_{入}$、$\beta_{精}$、$\beta_{尾}$ ——分别为入料、精矿、尾矿固体中的磁性物含量，%。

磁铁矿的回收率受磁选机处理的矿浆量大小、入料的浓度及磁性物含量的影响。增加处理量、增大入料浓度以及入料的磁性物含量低时，尾矿的磁铁矿损失都要增加。因此大量打分流会造成磁选机入料浓度突然增加，磁选机效率会降低。

二、预磁器和脱磁器

为了了解预磁器和脱磁器的原理，首先介绍一下磁滞回线。如图 5－8 曲线所示，这条曲线表示外磁场的强度与磁性矿物磁感强度的关系。磁铁矿在外磁场中，其磁感强度是随外磁场强度的变化而变化的。

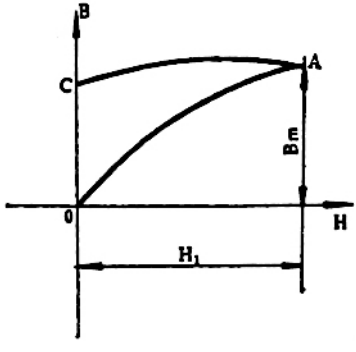


图 5－8　磁铁矿的磁化曲线

开始时，外磁场 H＝0 磁性物的磁感强度 B＝0。随外部磁场强度的增大，初期磁性矿物的磁感强度增加较快，以后渐渐减慢，当磁场强度达到 H 时，磁性物磁感强度达到 B_m，磁场

强度继续增加，磁性物磁感强度基本上无变化。此时若将外磁场强度减小，则磁感强度也随着减小，不过在同一大小的磁场强度下，减小时的磁感强度比增加时的磁感强度大（曲线 AC 部分）。当外磁场强度减到零时，磁性物的磁感强度尚有一定值（线段 OC），这一数值叫“剩磁”这种现象称为磁滞。“剩磁”会造成磁性物颗粒之间相互吸引和团聚。如果要消除磁性物的剩磁，需要对它施加一个反方向的磁场强度。如图 5－9（a）曲线所示，随着外磁场强度的反向增加，磁感强度逐渐下降，当磁场强度反向增加到 OD 时，磁性物的磁感强度降到零，这时的磁场强度 OD 值称为矫顽力。若磁场强度继续在反向增加、磁性物的磁感强度达到 $-B_m$ 值，再减小磁场强度到零，磁性物磁感强度也随着减小到“剩磁”OE，再变换外界磁场方向，又可重新使磁性物的磁感强度达到 B_m，形成闭合曲线 ACDFEGA，这条闭合曲线称作磁性物的“磁滞回线”。因此，磁铁矿在逐渐减弱的交变外磁场的作用下，磁感强度和外磁场强度形成形状相似，但面积越来越小的磁滞回线如图 5－9（b）所示，最后磁铁矿失去剩磁。

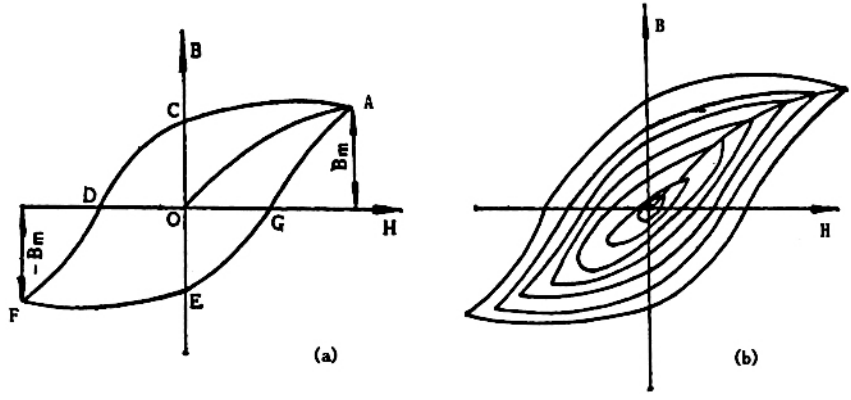


图 5－9　磁性物的磁滞回线

预磁器是根据磁铁矿通过外磁场后产生剩磁的原理，将稀悬浮液先通过预磁器，预磁器能产生一定强度的磁场，使磁铁矿产生剩磁，于是出现磁聚现象，这可以加速磁铁矿的沉淀。

磁铁矿通过磁选机后由于剩磁作用互相团聚，若直接给到合格介质桶，对悬浮液的稳定性有一定的影响，最好进行脱磁。脱磁器是制成塔锥形的脱磁线圈，通入交流电，在线圈中心的矿浆管内即形成方向时时变化，磁场强度由大变小的磁场，使磁铁矿受到反复脱磁，最后失去剩磁。

预磁和脱磁是两个相反的过程。预磁是利用磁铁矿通过外磁场后产生剩磁和磁聚的特性提高磁选回收率；脱磁是利用外磁场消除磁铁矿的剩磁和磁聚所带来的不利影响，提高悬浮液的稳定性。

图 5－10 为永磁预磁器；图 5－11 为脱磁器示意图。

必须指出，从稀悬浮液中回收来的磁铁矿虽然受到外界磁场的作用产生了剩磁，但它流到合格介质桶后，在进入分选机之前是经过砂泵循环输送的。由于砂泵叶轮的剧烈搅拌，磁铁矿粒的定向排列可能被打乱，加之介质中含有较多的煤泥，使磁铁矿粒之间受到隔离。因此，磁凝聚现象可能得到消除，故不一定要安脱磁器。不安脱磁器，不仅可以减少维修工作

量，而且可以节省设备费用，这是值得重介质选煤厂注意的。是否需要使用脱磁器，可通过试验，做出合理决定。

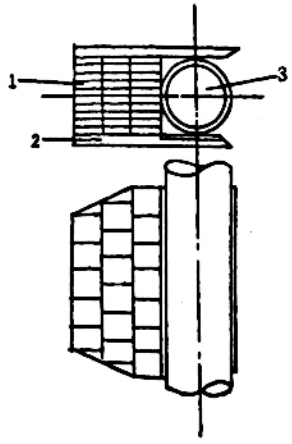


图 5－10　永磁预磁器示意图
1—磁块；2—磁导板；3—工作管道

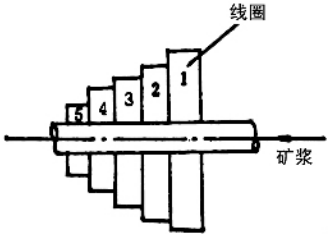


图 5－11　脱磁器示意图

三、磁力脱水槽

磁力脱水槽是在重力和磁力的作用下使磁性矿粒与非磁性矿粒分离的一种磁选设备。在重介流程中可作为稀悬浮液的浓缩设备，其工作原理是利用磁力使磁铁矿粒彼此连结，然后在重力作用下沉降而排出槽外。其构造如图 5－12 所示。

在磁力脱水槽内装有磁系 4。造成一个由上到下磁场强度逐渐增大的不均匀磁场，稀悬浮液由入料管 1 进入磁化区Ⅰ后，磁铁矿粒在磁场中磁化而凝聚，并在重力和磁力作用下往底部沉降通过排料闸门 7 从底流口排出。而非磁性物和水从溢流槽 2 排出。这种设备可作为粗粒磁铁矿（加重质）净化回收设备，也可以将磁力脱水槽与磁选机配合使用。

四、介质桶

合格介质桶和稀介质桶是为了储存和缓冲悬浮液设置的。桶体下部锥角为 60°，以防止

磁铁矿沉淀,桶内没有机械搅拌装置。开车时用压力为 0.6～0.8MPa 的压缩空气搅拌。正常生产中靠悬浮液自身循环搅拌。生产时合格介质桶中应保留少量的悬浮液,保留的悬浮液量应达到保持泵的压力稳定(一般为 1.5m 压头)。这样可以加快调节悬浮液密度的速度。同时要求介质桶有足够的容积能容纳停车后分选机和管道中的合格悬浮液。合格介质桶的容积要大于上述几部分悬浮液体积之和,防止停车时合格悬浮液流失。

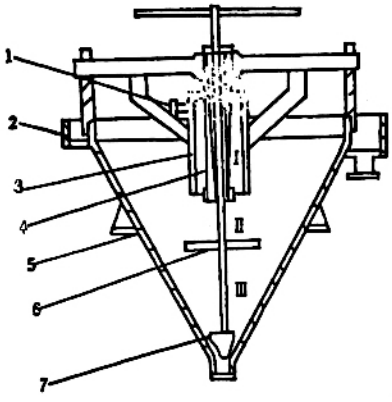


图 5－12 永磁脱水槽

1—入料管;2—溢流槽;3—给料筒;
4—中心磁极;5—槽体;6—返料盘;7—排料闸门
Ⅰ—磁化区;Ⅱ—分沉区;Ⅲ—沉积区

五、风力提升器

风力提升器是用压缩空气间断提升运输介质的设备,常用于提升重介质车间流失的悬浮液和废水,也可以用来提升运输高密度浓悬浮液和磁铁矿粉。

图 5－13 为风力提升器的结构原理示意图。

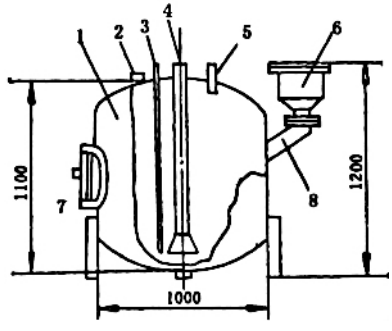


图 5－13 风力提升器结构原理

1—罐体;2—高压风进口;3—吹堵用高压风管;
4—排料管;5—液位触发器;6—球形逆止阀;7—检查孔;8—进料管

物料通过球形逆止阀 6 和进料管 8 进入罐体 1。当液面与液位触发器 5 接触后，由高压风进口 2 进入(0.6～0.8MPa)压缩空气，将物料压入排料管 4，当物料排空后，停止高压风，物料再次从逆止阀进入桶体后开始第二个循环。

第四节　降低加重质损失的措施

重阶质选煤所用的磁铁矿粉是钢铁原料，介质消耗过大，不仅在经济上损失，浪费了国家资源，还影响重介系统生产的正常、稳定。所以，加重质的消耗量始终是评价重介质选煤的一项主要技术经济指标。

由重介选产品带走的和磁选机尾矿损失的磁铁矿之和折合成每吨原料煤的损失量称为磁铁矿的技术损失 由运输转载添加方式不佳等管理不善的损失称为管理损失。二者总和为实际损失。根据国内外较好水平要求，块煤重介的实际损失应低于每吨原料煤 0.5kg。末煤重介的实际损失应低于每吨原料煤 1.0kg，即块煤重介比末煤重介损失的要小。另外，悬浮液密度低的比密度高的损失也要小些。

对于已正常生产的厂子来说，如果不改变工艺流程和设备，也不采用新的加重质，那么介质消耗量大体上也是一定的。如在一段时间内，介质消耗量突然增加，应从以下几方面去找原因，如管理损失比例大时，要从磁铁矿储存、转运、添加方式方法等方面进行检查，加强管理 如技术损失大时，要检查各工艺环节，产品带走的比例大，要改善脱介筛工作效果，若磁选机尾矿损失大，要提高磁选机回收率，如因分流量突然加大而造成的磁选机损失大，就应该控制分流量。表 5－2 为某厂磁铁矿损失情况。

表 5－2　某厂磁铁矿损失情况

产品介耗(g/t·产品)			产品平均介耗	磁尾	技术损失	实际损失
精煤	中煤	矸石	(g/t·原煤)	(g/t·原煤)	(g/t·原煤)	(g/t·原煤)
92.9	84.4	51.2	70	388	458	2500

从表 5－2 可以看出在技术损失中磁选尾矿占 85%，应对磁选机工作情况进行分析加以改善。此外技术损失较少，但实际损失达每吨原煤 2.5kg，说明管理损失很大，也要分析原因，改善和加强管理。

根据生产实践经验，可以从下列几方面着手降低磁铁矿的损失：

(1)改善脱介筛的工作效果。采用高效率的脱介筛和开孔率大的筛网。在脱介筛前设固定筛或弧形筛。重介质旋流器底流的密度很高，脱介效果差，可引入一部分精煤筛下合格悬浮液冲稀底流，改善脱介效果。产品脱介筛喷水要足，清水用有压喷水，循环水可用无压喷水。

(2)采用稀介质直接磁选工艺。采屯选煤厂实践证明，采用稀介质直接磁选并加强管

理,可使介质消耗明显下降,介质消耗由原来每吨煤 2.23kg 降低到每吨煤 0.77kg 以下。吕家坨选煤厂在末煤系统采用直接磁选后,也收到了好的效果。

(3)保证磁选机的回收率。一般要保证磁选机的回收率在 99.8%以上,大量的稀介质是通过磁选机回收的,磁选机工作的好坏对磁铁矿损失影响很大。例如进入磁选机的磁铁矿量为 6000kg/h,磁选机回收率为 99.9%,则磁铁矿损失为 6kg/h。若磁选机回收率为 99%,则磁铁矿损失为 60kg/h 若回收率降低为 98%时,损失增大到 120kg/h。可见磁选机回收率降低一点,磁铁矿损失就增加几十倍。

(4)保证各设备液位平衡,防止堵、漏等事故发生。堵、漏事故会大量损失磁铁矿。如立轮分选机堵塞一次会损失约两吨磁铁矿。

(5)减少进入稀悬浮液中的磁铁矿数量,尽量保持稀悬浮液的质量稳定。

(6)严格控制从重介系统中向外排出煤泥水。除磁选尾矿水排出外,其它煤泥水一律不应向外排放。要控制好浓缩设备,溢流全部作脱介筛喷水。冲地板水或设备漏水都应回收。

(7)保证磁铁矿粉的细度要求。磁铁矿的粒度变粗后,由于悬浮液煤泥含量增大,脱介筛和磁选机效率都降低,磁铁矿损失会显著增加。如磁铁矿细度达不到要求,应增加磨矿环节。

(8)选择最佳磁铁矿储运和添加方式。要设置介质库。目前介质转运和添加有效方法是采用风力提升的方法,不仅减轻体力劳动,减少添加时间,而且大大减少磁铁矿的损失。

第六章　重介质选煤工艺流程

第一节　重介质选煤的典型工艺流程

国内重介质选煤厂常用的典型工艺流程如表 6－1 和图 6－1～6－8 所示。

表 6－1　我国重介质选煤典型工艺流程简介

工艺流程	适用范围	优点	使用选煤厂
块煤重介排矸，中块以下出混末煤或末煤	露天和井下原煤排矸	代替人工拣矸；厂型大，设备少；粒度上限可达 300mm，可减少破碎筛分工作量	王平村，凤凰山
大块重介排矸，50～0mm 级入跳汰机，煤泥浮选	炼焦煤精选，动力煤分选（无再选跳汰）	大块排矸可减少跳汰机负荷，重介选浮煤破碎后可入跳汰机再选	赵各庄，巴关河，抚顺，海洲，平庄
跳汰中煤用重介质旋流器再选	混合跳汰厂处理中煤	用重介质旋流器再造，耽汰中煤可提高精煤产率 2%～3%左右	马家沟
块煤重介选，末煤跳汰选（中煤重介旋流器再选），煤泥浮选	炼焦煤精选，动力煤分选（无浮选）	块煤重介选处理能力大，效率高；末煤跳汰成本低，重介旋流器再选中煤可提高产率	铁厂，湾沟，双鸭山（无中煤再选），吕家坨，大武口，范各庄
原煤跳汰粗选，精煤重介质旋流器再选	跳汰机出高灰精煤，重介质旋流器出低灰精煤	用跳汰机排矸，以减少重介旋流器负荷	兴隆庄，西曲

续表

工艺流程	适用范围	优点	使用选煤厂
块、末煤分级重介选,煤泥浮选	难选和极难选炼焦煤的精选,动力煤分选(无再选)	分级重介选可实行窄粒级分选,有利于提高数量效率	田庄,彩屯,钱家营,安泰堡
三产品重介质旋流器选,煤泥浮选	炼焦煤精选,原煤中 +50(40) mm 块煤含量较少	取消块煤系统,简化工艺流程	晋阳,鸡西
用重介质旋流器选到零的流程	炼焦煤和动力煤分选;代替浮选,可处理氧化煤	入料不脱泥,节省费用、简化流程;洗选深度可达 0.15 ~ 0.10	太原古交选煤厂

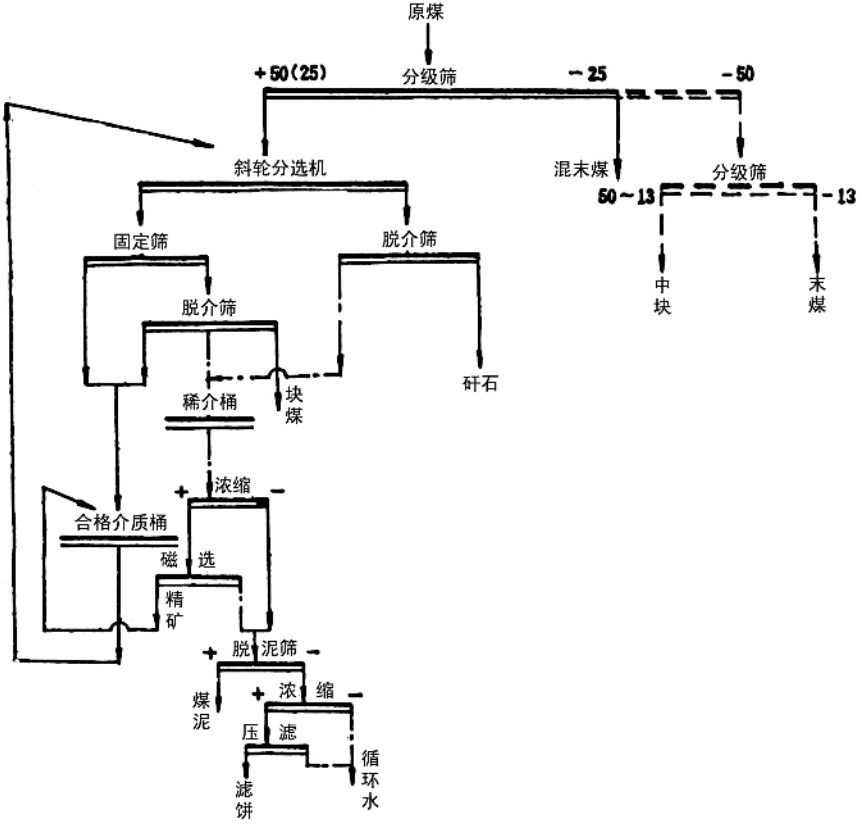


图 6 – 1 块煤重介质排矸,中块以下出干粉流程

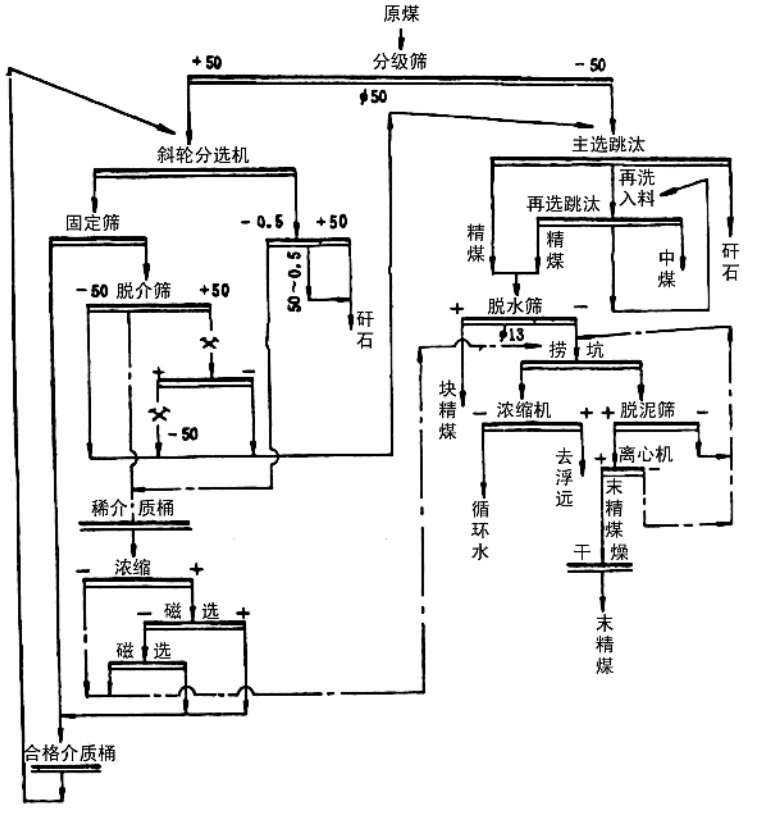


图 6－2　大块重介排矸，－50mm 煤跳汰，煤泥浮选流程

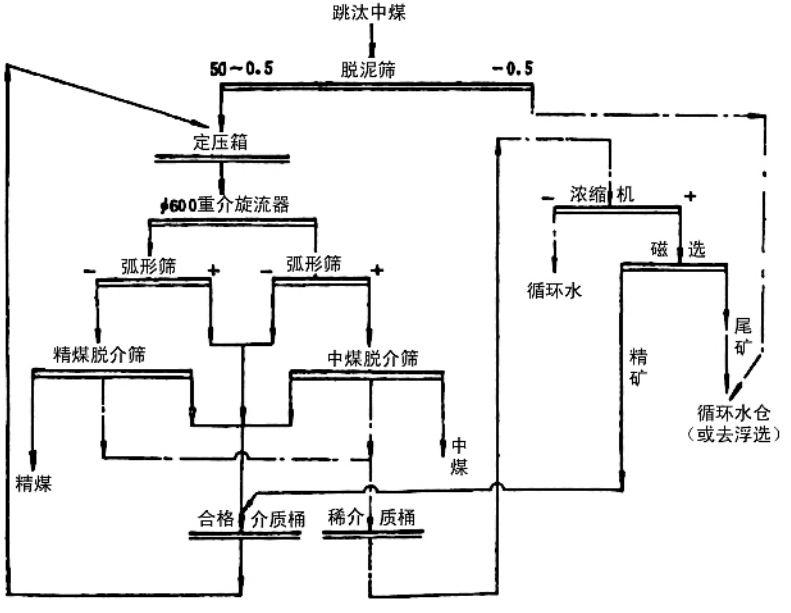


图 6－3　跳汰中煤用重介质旋流器再选

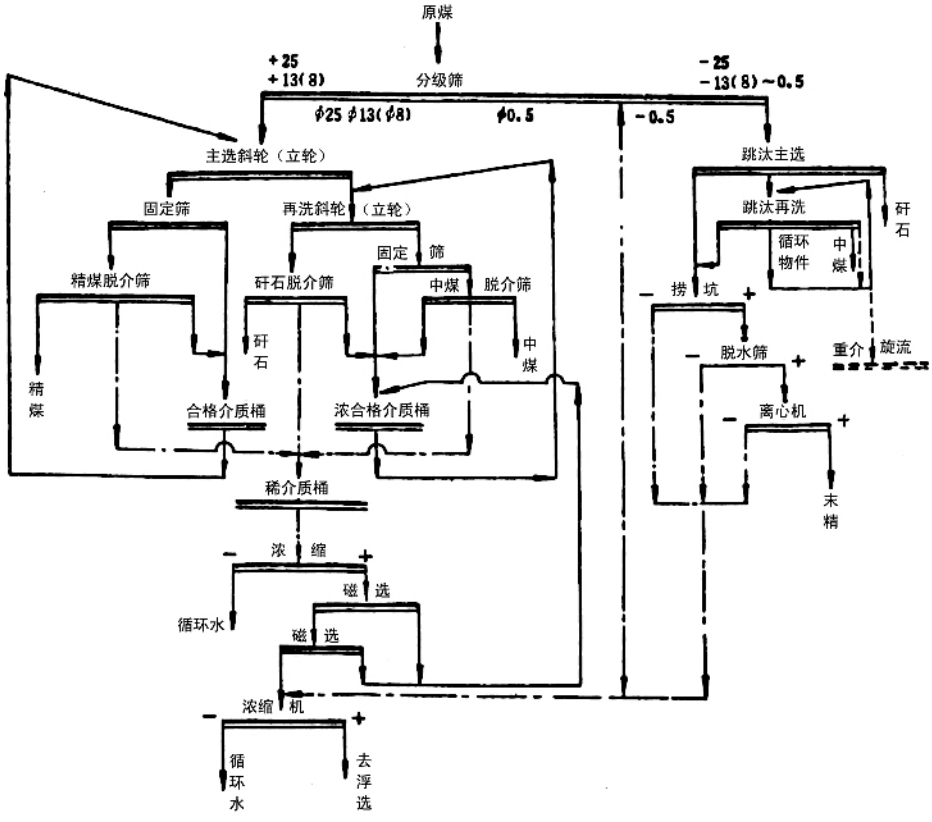


图 6－4 块煤重介选，末煤跳汰选（中煤重介旋流器再选），煤泥浮选流程

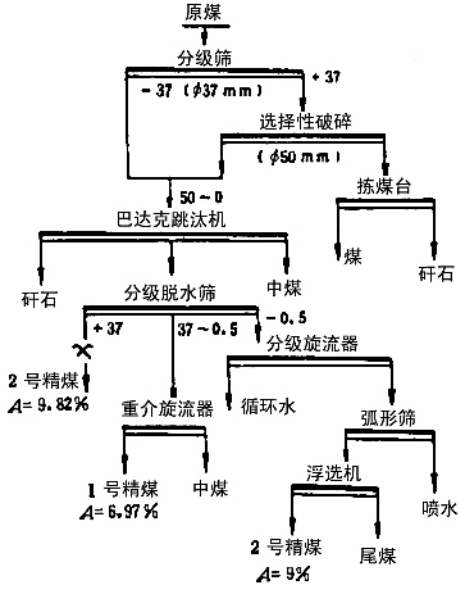


图 6－5 原煤跳汰粗选，精煤重介质旋流器再选流程

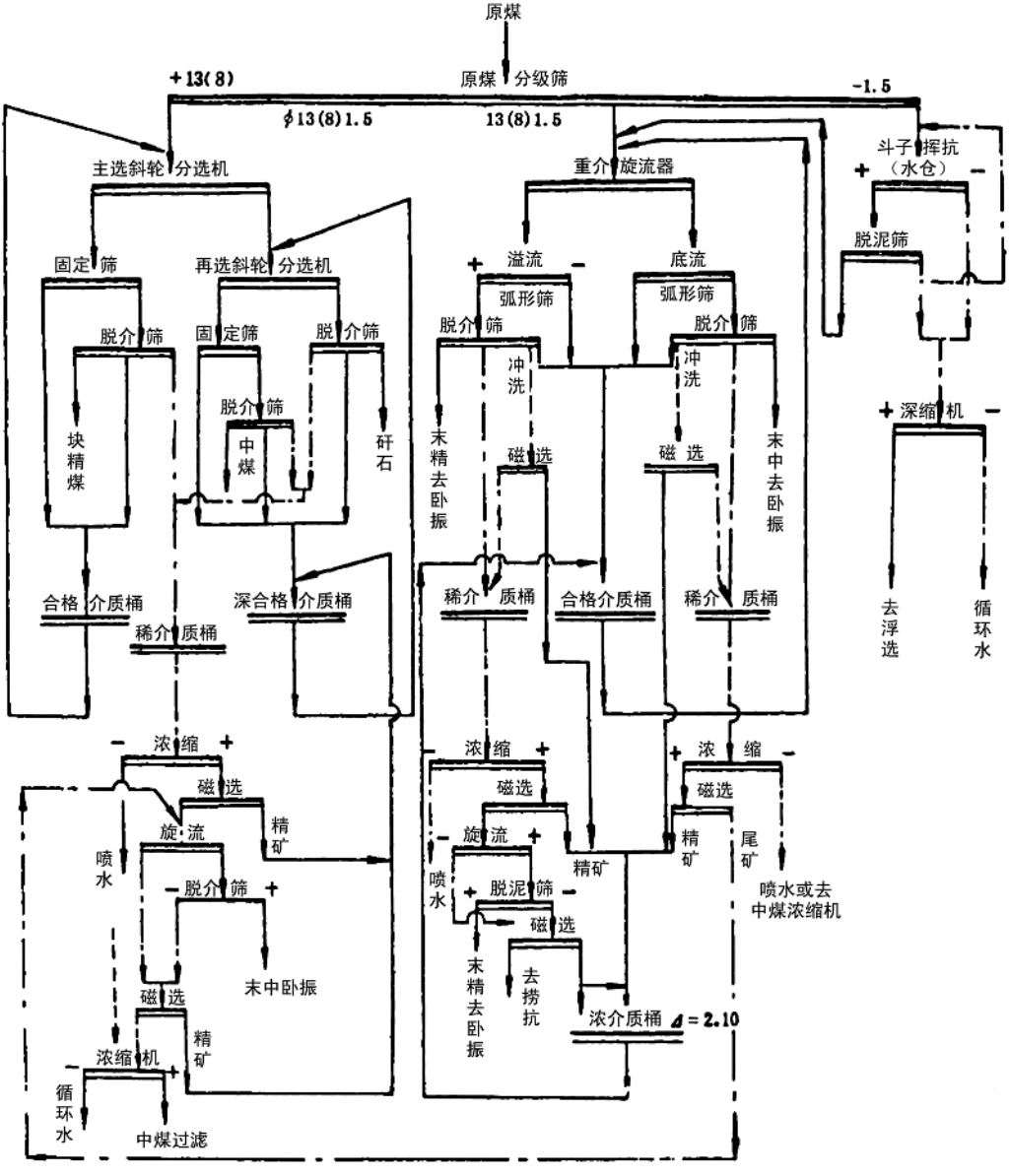


图 6－6　块、末煤分选重介质选，煤泥浮选流程

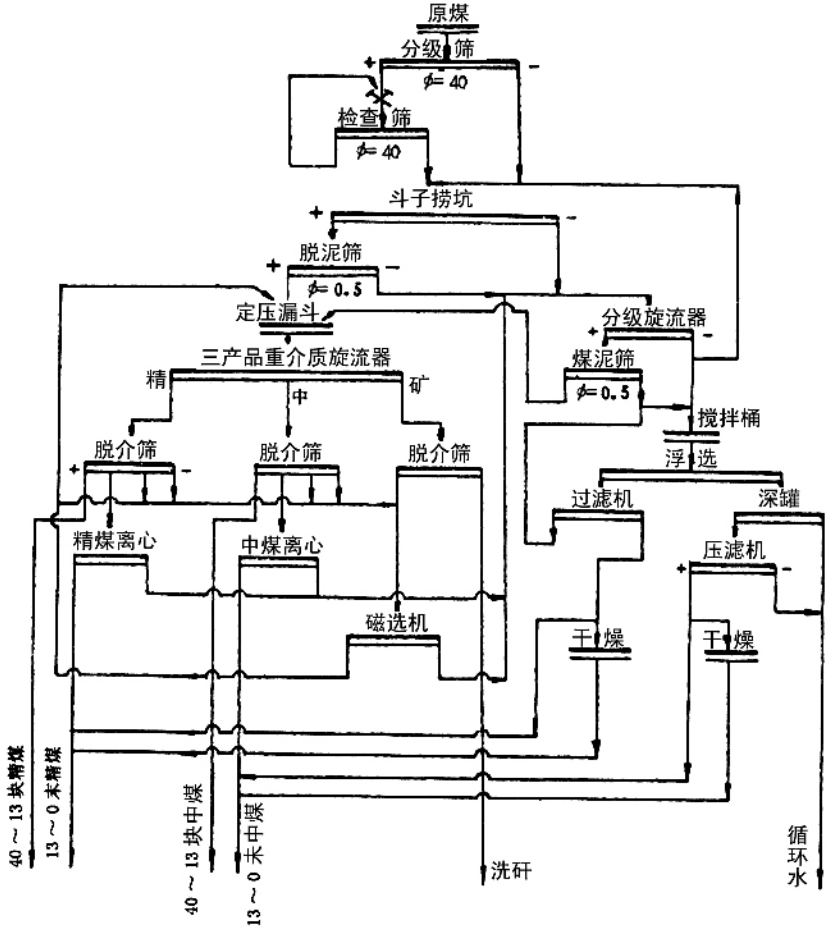


图 6－7 原煤用三产品重介质旋流器加浮选流程(晋阳选煤厂流程)

图 6－8 是太原古交选煤厂用重介质旋流器选到零的工艺流程。－50mm 原煤和悬浮液用泵直接给入 ϕ700mm 重分质旋流器,因其分选深度为 0.15mm,故精煤磁选机尾矿用分级粒度为 0.15mm 的弧形筛回收 0.5～0.15mm 精煤,筛下(－0.15mm)物料作为煤泥水处理。

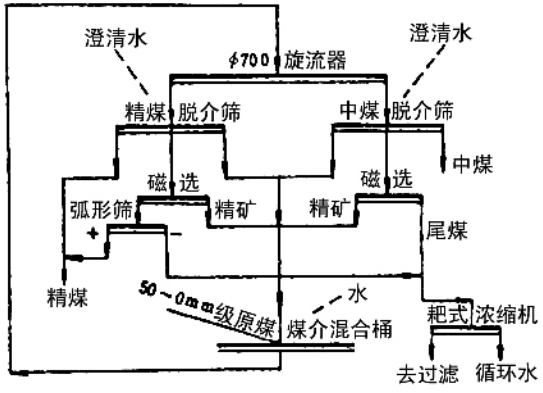


图 6－8 用重介质旋流器选到零的工艺流程

第二节　悬浮液流程的计算

本节公式中的主要代号为：

ρ——悬浮液密度（kg/m^3）；

δ——悬浮液中固体密度（kg/m^3）；

δ_f——磁铁矿粉密度（kg/m^3）（$\delta_f = 4500 \sim 5000 kg/m^3$）；

δ_c——非磁性物（煤泥）密度（kg/m^3）（烟煤泥 $\delta_c = 1500 kg/m^3$，无烟煤泥 $\delta_c = 1700 kg/m^3$）；

ρ_w——水的密度（kg/m^3）（$\rho_w = 1000 kg/m^3$）；

V——悬浮液体积（m^3）；

V_{so}——悬浮液中固体体积（m^3）；

V_f——悬浮液中磁铁矿粉体积（m^3）；

V_c——悬浮液中非磁性物体积（m^3）；

V_w——悬浮液中液体（水）的体积（m^3）；

G——悬浮液中固体质量（kg）；

g——单位体积悬浮液中固体质量（kg/m^3）；

G_f——悬浮液中磁铁矿粉的质量（kg）；

g_f——单位体积悬浮液中磁铁矿粉的质量（kg/m^3）；

G_c——悬浮液中非磁性物质量（kg）；

g_c——单位体积悬浮液中非磁性物质量（kg/m^3）；

G_w——悬浮液中水的质量（kg）；

g_w——单位体积悬浮液中水的质量（kg/m^3）；

P——悬浮液中固体质量浓度（%）；

P_f——悬浮液中磁铁矿粉的质量浓度（%）；

P_c——悬浮液中非磁性物质量浓度（%）；

λ——悬浮液中固体的体积浓度（%）；

λ_f——悬浮液中磁铁矿粉的体积浓度（%）；

λ_c——悬浮液中非磁性物体积浓度（%）；

λ_w——悬浮液中液体（水）的体积（%）；

R——液、固比。

一、悬浮液主要参数的计算

（1）按给定密度 ρ 制备体积 V 的悬浮液所需磁铁矿粉的质量 G_f 按下式计算：

$$G_f = V\delta_f(\rho - 1000)/(\delta_f - 1000)$$

例 制备密度为 1800kg/m³、体积为 10m³ 的悬浮液所需磁铁矿粉的质量 G_f、磁铁矿粉的体积 V_f、液体(水)的体积 V_w、磁铁矿粉的质量浓度 P_f 和体积浓度为：

$G_f = 10 \times 4500(1800 - 1000)/(4500 - 1000) = 10285.6\text{kg}$

$V_f = G_f/\delta_f = 10285.6/4500 = 2.29\text{m}^3$

$V_w = V - V_f = 10 - 2.29 = 7.71\text{m}^3$

$P_f = 100G_f/(V\rho) \times \% = 100 \times 10285.6/(10 \times 1800) \times \% = 57.1\%$

$\lambda_f = 100V_f/V \times \% = 100 \times 2.29/10 \times \% = 22.9\%$

(2)已知悬浮液体积 V、磁铁矿粉的质量 G_f、密度 δ_f，可用下式计算悬浮液密度 ρ：

$$\rho = 1000 + G_f(\delta_f - 1000)/V\delta_f$$

当 V、G_f、δ_f 采用上述值时：

$$\rho = 1000 + 10285.6(4500 - 1000)/(10 \times 4500) = 1800\text{kg/m}^3$$

(3)欲确定煤泥污染的悬浮液参数，可先通过取样称量法进行：对 1dm³(11)悬浮液称重以确定悬浮液密度 ρ，然后将 1dm³ 悬浮液过滤、烘干后称重固体，以确定单位体积悬浮液中的固体质量 g，再计算下列参数。

固体(磁铁矿粉和煤泥)的平均密度 δ：

$$\delta = 1000g/[g - (\rho - 1000)]$$

例 将 1dm³ 悬浮液称重得知质量为 1.8kg，固体质量为 1.1kg，按 1m³ 悬浮液计算，可得出其密度 $\rho = 1800\text{kg/m}^3$，单位体积悬浮液中固体质量 $g = 1100\text{kg/m}^3$，则：

$\delta = (1000 \times 1100)/[1100 - (1800 - 1000)] = 3667\text{kg/m}^3$

$\lambda_w = (\rho - g)/1000 = (1800 - 1100)/1000 = 70\%$

$\lambda = 1 - \lambda_w = 1 - 70\% = 30\%$

g_c 可按下式计算(烟煤泥密度 $\delta_c = 1500\text{kg/m}^3$，磁铁矿粉密度 $\delta_f = 4500\text{kg/m}^3$)：

$g_c = g \times \delta_c(\delta_f - \delta)/[\delta(\delta_f - \delta_c)]$

$g_c = 1100 \times 1500(4500 - 3667)/[3667(4500 - 1500)] = 124.9\text{kg/m}^3$

g_f 则为：

$$g_f = g - g_c = 1100 - 124.9 = 975.1\text{kg/m}^3$$

P、P_c 和 P_f 分别为：

$P = g/\rho = 1100/1800 = 61.1\%$

$P_c = g_c/\rho = 124.9/1800 = 6.9\%$

$P_f = g_f/\rho = 975.1/1800 = 54.2\%$

λ_c 和 λ_f 分别为：

$\lambda_c = g_c/\delta_c = 124.9/1500 = 8.3\%$

$\lambda_f = g_f/\delta_f = 9.751/4500 = 21.7\%$

若已知悬浮液中非磁性物和磁铁矿粉的质量(或体积)及其密度，则悬浮液中固体密度 δ 为：

$$\delta = \frac{G_c + G_f}{G_c/\delta_c + G_f/\delta_f} \tag{6-1}$$

或

$$\delta = \frac{V_c\delta_c + V_f\delta_f}{V_c + V_f}$$

根据上述数值可得出

$$\delta = \frac{124.9 + 975.1}{124.9/1500 + 975.1/4500} = 366.7\text{kg/m}^3$$

悬浮液的液固比 R 可用下式求出：

$$R = \text{液}:\text{固} = [(\delta - \rho) \times 1000]/\delta(\rho - 1000)$$
$$= (3667 - 1800) \times 1000/3667(1800 - 1000) = 0.64:1$$

或　$R = \text{液}:\text{固} = 1000 \times \lambda_w/g = 1000 \times 70\%/1100 = 0.64:1$

二、悬浮液流程计算

悬浮液流程计算的目的，是确定各有关作业悬浮液的数质量，为设备选型和控制生产过程提供依据。

(一)分选作业计算

分选作业的计算，是为了确定循环悬浮液量、悬浮液中固体质量、产品(浮物和沉物)所带走的悬浮液量等。

(1)循环悬浮液量的计算　重介质分选设备的工作悬浮液由循环悬浮液和原料煤带入的悬浮液(包括煤泥水和上一段产品带入的悬浮液)混合而成。

循环悬浮液量(体积)可按入选原煤数量或分选机槽宽计算。在我国，块、末煤重介选所用的磁铁矿粉中 -200 网目(<0.074mm)和 -325 网目(<0.04mm)级含量在不低于 50%～70%和 80%的条件下，每吨原煤所需循环悬浮液量的经验数据列于表 6-2。

表 6-2　按入选原煤数量计的循环悬浮液量

分选设备	循环悬浮液量(m^3/t)
块煤重介质分选机	0.5～1.0
重介质旋浇器	2.5～5.0

块煤用斜轮分选机分选时，可按每 1m 槽宽 60～100m^3/h 计算。采用 ϕ500mm 重介质旋流器选末煤时，可按 90～120$\text{m}^3/\text{h}\cdot$台计算。

计算循环悬浮液量时，应考虑生产的波动系数，设原煤小时处理能力为 Q，波动系数为 $K = 1.15$，则所需循环悬浮液量 V_1 为：

$$V_1 = K \cdot Q \cdot S = 1.15Q \cdot S(\mathrm{m^3/h})$$

式中 S 为每吨原煤所需悬浮液量。

(2)工作悬浮液参数的计算工作悬浮液量等于循环悬浮液量和入料中悬浮液量之和,如图 6-9。

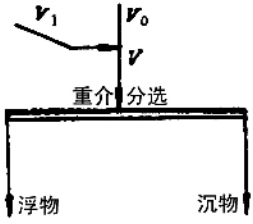


图 6-9 重介质分选作业

$$V = V_0 + V_1$$

式中 V——工作悬浮液的体积流量($\mathrm{m^3/h}$);

V_0——入料中悬浮液的体积流量(煤泥水)($\mathrm{m^3/h}$);

V_1——循环悬浮液的体积流量($\mathrm{m^3/h}$)。

工作悬浮液中固体的体积浓度 λ 与悬浮液的粘度和稳定性有密切关系,λ 的计算公式为:

$$\because \quad \rho = \lambda \cdot \delta + (1+\lambda) \times 1000$$

$$\therefore \quad \lambda = \frac{\rho - 1000}{\delta - 1000} \tag{6-2}$$

工作悬浮液密度 ρ,可根据分选密度决定,两者的关系见表 6-3。

表 6-3 工作悬浮液密度与分选密度的关系

分选密度与工作悬浮液密度之差	块煤重介选	末煤重介选	
		粗粒煤	细粒煤
$\delta_p - \rho(\mathrm{kg/m^3})$	0~50	120~180	180~380

工作悬浮液中固体的密度 δ,可用下式计算:

$$\because \quad \frac{\gamma_f}{\delta_f} + \frac{\gamma_c}{\delta_c} = \frac{\gamma_f + \gamma_c}{\delta}$$

$$\gamma_f + \gamma_c = 1$$

$$\therefore \quad \delta = \frac{\delta_f \cdot \delta_c}{\delta_f \cdot \gamma_c + \delta_c \cdot \gamma_f} \tag{6-3}$$

式中　γ_f、γ_c——分别为悬浮液中磁铁矿粉含量和非磁性物含量(%)。

将式(6－3)代入式(6－2),化简可得出计算非磁性物含量 γ_c 的公式:

$$\gamma_c = \frac{\delta[\lambda(\delta_f - 1000) - (P - 1000)]}{(\delta_f - \delta_c)[P - (1000 - \lambda)]} \tag{6-4}$$

工作悬浮液中非磁性物含量 γ_c 不仅受体积浓度 λ 的影响,同时还受工艺及设备条件的影响,γ_c 不是任意设定的,γ_c 值应满足以下条件:

$$\gamma_{cx} < \gamma_c \leqslant \frac{\gamma_{CD} \cdot g_o(\rho_x - \rho) + \gamma_{cx} \cdot g_x(\rho - \rho_o)}{g_o(\rho_x - \rho) + g_x(\rho - \rho_o)} \tag{6-5}$$

式中　γ_{CD}、γ_{cx}——分别为入料和浓悬浮液中固体的非磁性物(煤泥)含量(%);

g_o、g_x——分别为入料和浓悬浮液中单位体积的固体质量(kg/m³);

ρ_0、ρ_x——分别为入料和浓悬浮液的密度(kg/m³)。

上式的推导过程见本节式(6－23)。根据上式可得出计算工作悬浮液中允许最大非磁性物含量 γ_{cmax} 的公式:

$$\gamma_{cmax} = \frac{\gamma_{CD} \cdot g_o(\rho_x - \rho) + \gamma_{cx} \cdot g_x(\rho - \rho_o)}{g_o(\rho_x - \rho) + g_x(\rho - \rho_o)} \tag{6-6}$$

如果 γ_c 在式(6－5)的范围内选取,仍不能使工作悬浮液的粘度或稳定性满足工艺要求时,则需适当磨细磁铁矿粉。这是因为细粒磁铁矿粉要求的 γ_c 值较小,而采用粗粒或中粒磁铁矿粉时,为了达到较低的 E_p 值,要求 $\gamma_c \geqslant 40\%$。这一要求在入料中煤泥量少而水分又不大时是难以满足的。

若原煤带入的悬浮液中无磁铁矿粉,即 $\gamma_{CD} = 1$ 则

$$\rho_o = \frac{1 + \dfrac{W_Q}{1000(1 - W_Q)\gamma_{CD}}}{\dfrac{1}{\delta_c} + \dfrac{W_Q}{1000(1 + W_Q)\gamma_{CD}}}, g_o = \frac{1}{\dfrac{1}{\delta_c} + \dfrac{W_Q}{1000(1 + W_Q)\gamma_{CD}}}$$

或写成

$$\rho_o = \frac{1000(1 - W_Q)\gamma_{CD} + W_Q}{1000(1 - W_Q)\gamma_{CD} + W_Q\delta_c}\delta_c, g_o = \frac{1000(1 - W_Q)\gamma_{CD}}{1000(1 - W_Q)\gamma_{CD} + W_Q\delta_c}\delta_c$$

式中　W_Q、γ_{CD}——分别为原煤水分和原煤煤泥含量(包括次生煤泥)(%);

将 ρ_o、g_o 代入式(7－6)可得出 $\gamma_{CD} = 1$ 条件下的 γ_{cmax}

$$\gamma_{cmax} = \frac{W_Q \cdot \gamma_{cx} \cdot g_x(\rho - 1000)\delta_c + 1000(1 - W_Q)\gamma_{CD}[(\rho_x - \rho)\delta_c + \gamma_{cx} \cdot g_x(\rho - \delta_c)]}{W_Q \cdot g_x(\rho - 1000)\delta_c + 1000(1 - W_Q)\gamma_{CD}[(\rho_x - \rho)\delta_c + g_x(\rho - \delta_c)]} \tag{6-7}$$

从上式,得出计算原煤中应有的最小煤泥含量 γ_{CDmin} 的公式为

$$\gamma_{CDmin} = \frac{W_Q(\gamma_c - \gamma_{cx})(\rho - 1000)g_x \cdot \delta_c}{1000(1 - W_Q)[(1 - \gamma_c)(\rho_x - \rho)\delta_c - (\gamma_c - \gamma_{cx})(\rho - \delta_c)g_x]} \tag{6-8}$$

根据式(6－7)和式(6－8)可判断原煤是否需要脱泥。

若 $\gamma_c = \gamma_{cmax}$ 或 $\gamma_{CD} = \gamma_{CDmin}$ 不必脱泥;

$\gamma_c < \gamma_{cmax}$ 或 $\gamma_{CD} > \gamma_{CDmin}$ 应考虑脱泥;

$\gamma_c > \gamma_{cmax}$ 或 $\gamma_{CD} < \gamma_{CDmin}$ 应磨细加重质。

另外，还可根据式(6－6)确定脱泥量

$$\text{脱泥量} \leqslant \gamma_{CD} - \gamma_{CDmin}$$

归纳起来，工作悬浮液的各项参数可这样计算：

$$g = \lambda\delta = \frac{\rho - 1000}{\delta - 1000} \cdot \delta \text{；} g_f = g \cdot \gamma_f \text{；}$$

$$g_c = g \cdot \gamma_c \text{；} g_w = \rho - g \text{；}$$

$$G = g \cdot V = \frac{\rho - 1000}{\delta - 1000} \cdot \delta \cdot V \text{；} G_f = g_f \cdot V \text{；}$$

$$G_c = g_c \cdot V \text{；} G_w = g_w \cdot V$$

(3)工作悬浮液在产品中的分配，用斜轮或立轮分选机选块煤时，浮物带出的悬浮液占工作悬浮液的 80%～90%，沉物占 20%～10%。

用重介质旋流器选末煤时，由于离心力场使加重质浓缩，底流悬浮液密度比入料悬浮液密度约高 300～700kg/m³(原煤中沉物多，磁铁矿粒度租时取大值)，溢流密度比入料密度低 70～170kg/m³。根据悬浮液的密度差，可按下式求得悬浮液在底流及溢流中的分配量(图 6－10)。

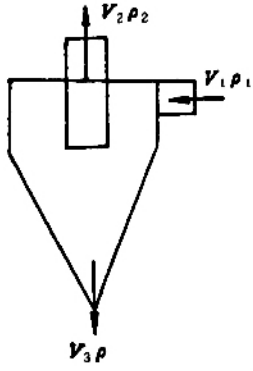


图 6－10 重介质旋流器悬浮液的分配

$$\because \quad V_1\rho_1 - V_3\rho_3 = (V_1 - V_3)\rho_2$$

$$\therefore \quad V_3 = \frac{\rho_1 - \rho_2}{\rho_3 - \rho_2} V_1$$

同理得

$$V_2 = \frac{\rho_3 - \rho_1}{\rho_3 - \rho_2} \cdot V_1$$

或

$$V_2 = V_1 - V_3$$

在计算悬浮液时，分配到各分选产品的悬浮液特性，对于块煤，假设与入料悬浮液相同；而对于末煤，则设底流悬浮液中磁铁矿含量比入料悬浮液高 5%～25%，磁铁矿粒度粗时取大值。

(二)脱介作业计算

脱介作业如图 6－11,一般分两次脱介。第一次可脱除 70%～90%的悬浮液,即块煤产品采用固定筛,脱介量为入料悬浮液的 80%～90%;末煤多采用弧形筛,脱介量为 70%～80%;末中煤脱介量为 60%～70%。

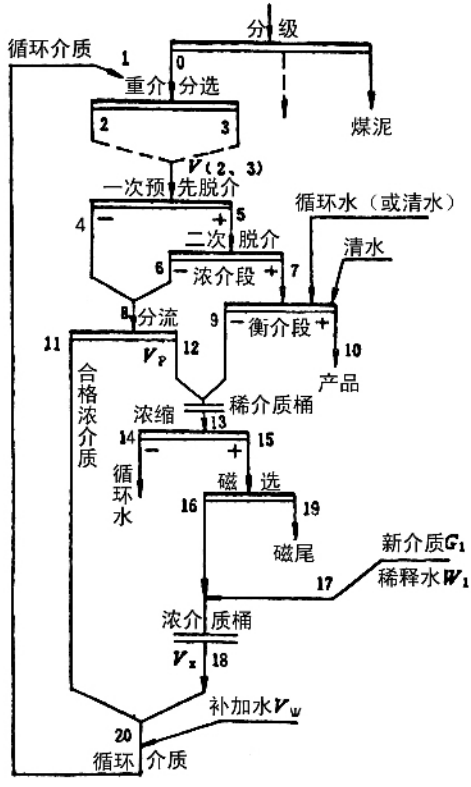


图 6－11　悬浮液循环和净化回收系统

第一次脱介筛下的悬浮液量为

$$V_4 = (0.6 \sim 0.9)\, V_{(2,3)}\ (\mathrm{m^3})$$

脱介筛上剩余的悬浮液量为

$$V_5 = V_{(2,3)} - V_4\ (\mathrm{m^3})$$

式中　$V_{(2,3)}$——产品 2 和产品 3 带出的悬浮液量($\mathrm{m^3}$)。

第二次脱介采用振动筛,第一段(浓介段)脱出合格悬浮液,第二段(稀介段)喷水后脱出的为稀悬浮液。通常在稀介段的前部喷循环水,后部喷清水,两者的水量比约为 2∶1。块煤脱介筛的喷水量为 $1\mathrm{m^3/t}$,末煤取 $2 \sim 3\mathrm{m^3/t}$。

第二次脱介量的计算方法有两种:

按经验指标计算:

当产品从脱介筛浓介段进入稀介段(喷水段)时,产品带入喷水段的磁铁矿粉质量按表6-4的第(3)栏选取;产品经喷水脱介后所带走的磁铁矿粉量M按第(4)栏选取。

表6-4 脱介筛喷水段产品上的磁铁矿粉量

品种	粒度 (mm)	产品带入喷水段的磁铁矿粉量(kg/t入料)	产品喷水后带走的磁铁矿粉量 M(kg/t入料)
大块煤	>25	10	0.2~0.3
中块煤	25~13	20	0.3~0.5
末煤	<13	500~200	0.7~0.9

产品10带走悬浮液的各项指标为:

$$G_{f10}=\frac{M}{1000}\cdot Q_{(2.3)}$$

$$G_{10}=G_{f10}/\gamma_{f10},G_{c10}=G_{10}-G_{f10}$$

根据产品水分 W_{Q10},即可求出产品10带走的水量 W_{10}

$$W_{10}=\frac{W_{Q10}}{1-W_{Q10}}\cdot Q_{(2.3)}$$

产品10带走的悬浮液体积为 V_{10} 为

$$V_{10}=W_{10}+\frac{G_{f10}}{\delta_f}+\frac{G_{c10}}{\delta_c}$$

二次脱介筛浓介段筛下合格悬浮液体积 V_6 为

$$V_6=V_5-V_7$$

式中 V_7 可根据表6-4中第(3)栏确定。稀介段筛下悬浮液 V_9 为

$$V_9=V_7-V_{10}+W_{循}+W_{清}$$

其他各项指标计算为:

$$G_9=G_7-G_{10};G_{19}=G_{17}-G_{f10}$$

$$G_{c9}=G_{c7}-G_{c10};G_{w9}=G_{w7}-G_{w10}+G_{w循}+G_{w清}$$

在计算时,设悬浮液单位体积的质量 $g_7=g_6=g_5=g_4$,即悬浮液性质不变。

按经验公式计算:

经验公式的理论根据是:随产品进入稀介段的悬浮液量与产品的比表面积成比例。设颗粒直径为 d 的球体,其表面积 A 与体积 V 之比为:

$$a=\frac{A}{V}=\frac{\pi d^2}{\frac{1}{6}\pi d^3}=\frac{6}{d}$$

脱介产品的体积为:

$$\frac{Q}{\delta}$$

脱介产品的总表面积可设想为

$$a \times \frac{Q}{\delta} = \frac{6Q}{d\delta}$$

产品表面上附着悬浮液层的总体积为：

$$V = K \cdot \frac{Q}{d \cdot \delta}$$

式中　V——第一段脱介筛产品带入稀介段的悬浮液体积(m^3/h)；

K——系数，一段取 0.5～1.5，当产品粒度大时取小值，反之取大值。计算块中煤带入再选系统的悬浮液量时取 $K=1$；

Q——进入稀介段的脱介产品量(kg/h)；

δ——脱介产品的平均密度(kg/h)；

d——脱介产品的平均粒度(mm)；

则

$$d = \frac{\sum_{i=1}^{n} \gamma_i}{\sum_{i=1}^{n} \frac{\gamma_i}{d_i}} \qquad \delta = \frac{\sum_{j=1}^{m} \gamma_j}{\sum_{j=1}^{m} \frac{\gamma_j}{\delta_j}}$$

式中　γ_i——脱介产品某一粒度级的产率(%)；

d_i——脱介产品某一粒度级的平均粒度(mm)；

γ_j——脱介产品某一密度级的产率(%)；

δ_j——脱介产品某一密度级的平均密度(kg/m^3)；

n——粒度级数；

m——密度级数。

系数 K 的取值范围较大，实际上 K 值不仅与粒度有关，还与悬浮液密度有关，所以两种方法都应试算。

(三)浓悬浮液补加量、补加水量和分流量的计算

正确控制浓悬浮液的补加量(V_x)、分流量(V_p)和补加水量(V_w)是保证重介质选煤正常进行的必要条件(图 6－12)。当生产处于正常状态时，利用悬浮液体积平衡和重量平衡原则得出下列平衡式。

悬浮液体积平衡式

$$V_o + V_x + V_w = V_{dt} + V_{ds} + V_p \tag{6-9}$$

悬浮液重量平衡式(设从精煤弧形筛下分流)

$$V_o\rho_o + V_x + \rho_x + V_w \cdot \rho_w = (V_{dt} + V_p)\rho_f + V_{ds} + \rho_s \tag{6-10}$$

悬浮液中固体重量平衡式(设从精煤弧形筛下分流)

$$V_o g_o + V_x \cdot g_x = (V_{df} + V_p) g_f + V_{ds} + g_s \tag{6-11}$$

悬浮液中非磁性物(煤泥)含量平衡式(设从精煤弧形筛下分流)

$$V_o \cdot g_o \cdot \gamma_{CD} + V_x \cdot g_x \cdot \gamma_{cx} = (V_{df} + V_p) g_f \cdot \gamma_{cf} + V_{ds} + g_s \cdot \gamma_{cs} \tag{6-12}$$

式中　V_o、V_x、V_w、V_p——原煤带入的悬浮液、浓悬浮液、补加水和分流悬浮液的体(m^3/h)；

V_{df}、V_{ds}——浮物和沉物带入稀介段的悬浮液的体积(m^3/h)；

ρ_o、ρ_x、ρ_f、ρ_s——为原煤带入的悬浮液、浓悬浮液、浮物及沉物带入稀介段的悬浮液的密度(kg/m^3)；

g_0、g_x、g_f、g_s——为原煤带入的悬浮液、浓悬浮液、浮物及沉物带入稀介段的悬浮液的单位体积固体重量(kg/m^3)；

γ_{cD}、γ_{cx}、γ_{cf}、γ_{cs}——为原煤带入的悬浮液、浓悬浮液、浮物及沉物带入稀介段的悬浮液固体中非磁性物(煤泥)含量,以小数表示。

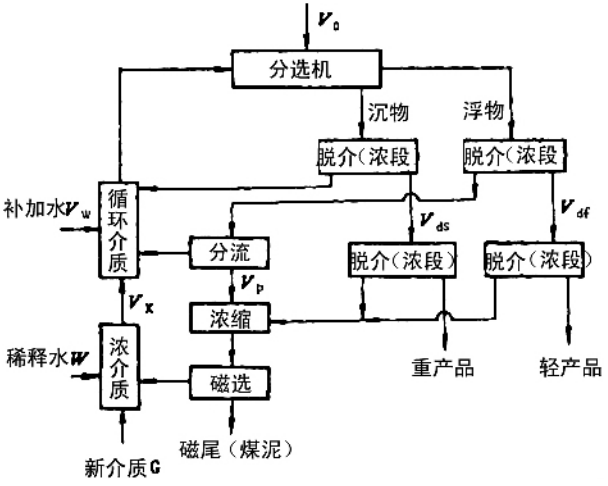


图 6－12　悬浮液净化回收流程

当过程平衡时，V_x，V_w、V_p 的计算如下。

根据公式(6－11)及(6－12)求出 V_x

$$V_x = \frac{V_o g_o(\gamma_{cD} - \gamma_{cf}) + V_{ds} g_s(\gamma_{cf} - \gamma_{cs})}{g_x(\gamma_{cf} - \gamma_{cx})} \tag{6-13}$$

根据公式(6－9)及(6－10)求出 V_w

$$V_w = \frac{V_x(\rho_x - \rho_f) - V_o(\rho_f - \rho_o) - V_{ds}(\rho_s - \rho_f)}{\rho_f - 1000} \tag{6-14}$$

同理,由公式(7－9)及(7－10)按体积平衡原则求出 V_p

$$V_p = \frac{V_o(\rho_o - 1000) + V_x(\rho_x - 1000) - V_{ds}(\rho_s - 1000)}{\rho_f - 1000} \tag{6-15}$$

公式(6－13)、(6－14)、(6－15)适用于重介质旋流器选末煤 对于块煤,设产品带走的悬浮液性质与合格悬浮液相同,即 $\rho_f = \rho_s = \rho$，$g_f = g_s = g$，$\gamma_{cf} = \gamma_{cs} = \gamma_c$($\rho$、$g$、$\gamma_c$ 分别为工作悬浮液密度、单位体积固体含量和固体中的煤泥含量),又因 $V_{df} + V_{ds} = V_d$,故公式(6－

9)、(6－10)、(6－11)、(6－12)可简化为：

$$V_0 + V_x + V_w = V_d + V_p \tag{6-16}$$

$$V_o\rho_o + V_x\rho_x + V_w\rho_w = (V_d + V_p)\rho \tag{6-17}$$

$$V_o\rho_o + V_x g_x = (V_d + V_p) g \tag{6-18}$$

$$V_o g_o \gamma_{CD} + V_x g_x \gamma_{cx} = (V_d + V_p) g\gamma_c \tag{6-19}$$

由公式(6－18)、(6－19)可求出补加水量 V_x。

$$V_x = \frac{V_o g_o(\gamma_{CD} - \gamma_c)}{gx(\gamma_c - \gamma_{cx})} \tag{6-20}$$

由公式(6－16)、(6－17)可求出补加水量 V_w 和分流量 V_p。

$$V_w = \frac{V_x(\rho_x - \rho) - V_o(\rho - \rho_o)}{\rho - 1000} \tag{6-21}$$

$$V_p = \frac{V_o(\rho_o - 1000) + V_x(\rho_x - 1000)}{\rho - 1000} V_d \tag{6-22}$$

若 $V_w \geqslant 0$，由式(6－21)可得

$$V_x(\rho_x - \rho) \geqslant V_o(\rho - \rho_o)$$

将式(7－20)代入上式，并考虑到 $\gamma_c > \gamma_{cx}$，$\rho < \rho_x$，$\gamma_{CD} > \gamma_{cx}$，则可得出：

$$\gamma_{cx} < \gamma_c \leqslant \frac{\gamma_{CD} g_D(\rho_x - \rho) + \gamma_{cx} g_x(\rho - \rho_o)}{g_o(\rho_x - \rho) + g_x(\rho - \rho_o)} \tag{6-23}$$

此式即为式(6－5)

从图 6－11 可看出，$V_{12} = V_p$；$V_{18} = V_x$；$V_{20} = V_w$；$V_8 = V_4 + V_6$；$V_{11} = V - V_{12}$。此处设 $g_{11} = g_{12} = g_8 = g_6 = g_4 = g_{(2.3)}$

(四)浓缩作业的计算

浓缩作业的入料为各产品脱介筛的稀悬浮液 V_9 和合格悬浮液分流量 V_{12}。在图 6－11 中：$V_{13} = V_9 + V_{12}$；$G_{13} = G_9 + G_{12}$；$G_{fl3} = G_{fl9} + G_{fl12}$；$G_{cl3} = G_{cl9} + G_{cl12}$；$W_{13} = W_9 + W_{12}$。

浓缩机溢流的固体含量通常都很低，而且其中绝大部分又通过脱介筛喷水返回浓缩机，因此，在计算中可假设全部固体物都进入底流，即设 $G_{15} = G_{13}$；$G_{fl5} = G_{fl3}$；$G_{cl5} = G_{cl3}$。因其底流是磁选机的入料，所以可根据磁选作业要求控制其底流浓度。通常其底流重量浓度 $P_{15} = 20\% \sim 25\%$ 左右。据此，可求出底流中的水量 W_{15}。

$$W_{15} = \frac{1 - P_{15}}{P_{15}} G_{15}$$

浓缩机溢流的体积 V_{14} 和水量 W_{14} 为

$$V_{14} = W_{14} = W_{13} = W_{15}$$

浓缩机底流的体积 V_{15} 为

$$V_{15} = V_{13} - V_{14}$$

(五)磁选作业的计算

磁选机在正常情况下，效率 η 可达 99.8%。图 6－11 中磁选精矿里的磁性物质量 G_{fl6}

为：

$$G_{\mathrm{fl}6} = G_{\mathrm{fl}5} \cdot \eta$$

磁选尾矿中的磁性物重量即损失量为：

$$G_{\mathrm{fl}9} = G_{\mathrm{fl}5} - G_{\mathrm{fl}6} = G_{\mathrm{fl}5}(1 - \eta)$$

通常磁选精矿中磁性物含量为 88% ~ 95%，精矿悬浮液密度为 1500 ~ 2100kg/m^3。当磁选机入料的磁性物含量和浓度较高时，上述磁铁精矿悬浮液密度取大值。在高密度排矸系统中，一段磁选机精矿密度可高达 2500kg/m^3，但磁极位置应调整。

图 6 – 11 中磁选精矿悬浮液 16 的单位体积固体重量 g_{16} 为：

$$g_{16} = \frac{\rho_{16} - 1000}{\delta_{16} - 1000}\delta_{16}$$

$$g_{\mathrm{w}16} = \rho_{16} - g_{16}$$

则悬浮液体积 V_{16} 为：

$$V_{16} = \frac{G_{16}}{g_{16}} = \frac{G_{\mathrm{fl}6}}{V_{\mathrm{fl}6} \cdot g_{16}}$$

磁选精矿中的水量 W_{16} 为：

$$W_{16} = g_{\mathrm{w}16} \cdot V_{16}$$

同样可以求得磁选尾矿中悬浮液体积 V_{19} 及水量 W_{19}，即

$$V_{19} = V_{15} - V_{16}$$

$$W_{19} = W_{15} - W_{16}$$

(六)新悬浮液和稀释水的添加量

为了弥补随产品损失的悬浮液，需要不断添加新悬浮液 G_1，在流程图 6 – 11 中为 G_{17}

$$G_{\mathrm{fl}7} = G_{\mathrm{fl}8} - G_{\mathrm{fl}6}$$

$$G_{17} = G_{\mathrm{fl}7} / \gamma_{\mathrm{fl}7}$$

稀释水用量 W_{17}

$$W_{17} = W_{18} - W_{16}$$

重介质选煤，特别是重介质旋流器选煤的流程计算具有很大的经验性，表现在各环节的取值范围较大，取值方法规定得不细。在没有成熟的规定前，应根据具体情况确定经验数值。

第七章　悬浮液密度控制

在重介质选煤生产中，除保证悬浮液粘度小、稳定性好、循环量稳定外，还必须保证悬浮液密度的稳定。

悬浮液的密度直接影响实际分选密度，为提高分选效果，减少实际分选密度的波动，要求进入分选机中悬浮液密度波动要小于 0.01kg/L。

悬浮液的密度是根据精煤灰分的要求确定的。但由于在分选机中流体运动的影响，悬浮液密度与实际分选密度是有差别的，这个差值的大小除了同悬浮液的稳定性和粘度以及原料煤的粒度组成和密度组成有关外，还有如下规律：对块煤分选机，若采用水平—上升介质流，实际分选密度一般要比悬浮液密度高；采用水平—下降介质流，实际分选密度要比悬浮液密度低，这个密度差约为 0.03～0.1kg/L。对于重介质旋流器，密度差值与给料压力、液固比、旋流器的结构参数有关，实际分选密度要比悬浮液的密度高 0.1～0.2kg/L。实际分选密度与悬浮液密度的差值一般是通过生产试验来确定的。

影响悬浮液密度变化的因素较多，生产中当调好悬浮液密度后，由于原料煤中水分、原生煤泥含量的变化、给煤量的均匀性和连续性、脱介筛的脱介效率、悬浮液砂泵的扬程与流量、磁选精矿的含水量等等，都会使悬浮液的密度发生波动。由于悬浮液密度变化频繁，采用人工控制是很难保持悬浮液密度的稳定，只有采用自动控制，才能使悬浮液密度稳定在一定范围之内，以保证生产的正常进行。

在我国常用来控制悬浮液密度的密度计有双管压差密度计、水柱平衡密度计和同位素密度计三种。

第一节　双管压差密度计

双管压差密度计工作原理如图 7－1 所示。测压双管 2 插入密度为 ρ_{su} 的待测悬浮液中，两者的插入深度分布为 h_1 和 h_2，深度差为 Δh。气源 P 通过两个直径约为 0.5～1mm 的节流孔 1 分别向两测压管充气。开始 P 大于 P_1 和 P_2 的值时，管内液体很快被排出，以后气体连续向液体中吹气泡（每分钟约为 10～12 个）。气体通过节流孔时要产生压降。由于节流孔前后的压降随气体流速的增大而增大，则管内气压会自动等于管端液体压强。这时系统达到动平衡。两管内的静压力 P_1 和 P_2 应分别等于它们所排开的液柱。

则：

$$P_1 = 98h_1P_{su} + P_0$$

$$P_2 = 98h_2\rho_{su} + P_0$$

$$\Delta P = P_2 - P_1 = 98(h_1 - h_2)\rho_{su} = 98\Delta h\rho_{su} \tag{7-1}$$

式中 P_0——标准大气压强，Pa；

P_1——短管内的气体压强，Pa；

P_2——长管内的气体压强，Pa；

h_1、h_2——测压双管插入深度，cm；

ρ_{su}——待测悬浮液的密度，kg/L。

从公式(7-2)可知，Δh 为常数，两管静压差 ΔP 与被测液体密度 ρ_{su} 成正比。因此只要在两测压管上接有差压计，测得 ΔP，就可知道密度 ρ_{su}。图 7-1 中的密度计是用 U 形管压差计 3 测量 ΔP，若 U 形管内的液体密度 ρ 为已知，只要测得 H 即可按下式计算待测悬浮液的密度：

$$\rho_{su} = H\rho/\Delta h \tag{7-2}$$

从公式(7-2)可以看出，当 $\Delta h = h_1 - h_2$ 为一定值时，U 形管内液面差 H 的变化与待测液体的密度 ρ_{su} 成正比关系。

对于块煤分选机，可直接将双管插入分选槽内随意测定各层悬浮液的平均密度。正常生产时，应将双管放在分选带自动测定悬浮液密度。对重介质旋流器，可引出一部分合格悬浮液到专设的测定箱中测定密度。

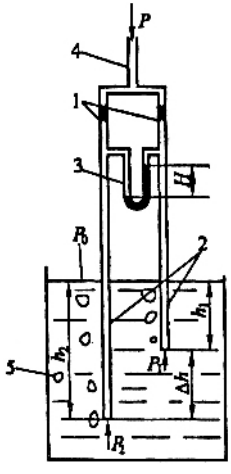


图 7-1 双管压差密度计原理图

1—节流孔；2—测压双管；3—U 形管压差计；4—空气管；5—悬浮液

为了将测得的液体密度进行远距离传送和进行密度自动调节，还需要采用压差转换装置，将压差 ΔP 转换成电信号，并放大输入执行机构，构成双管压差密度自动控制装置。

第二节　水柱平衡密度计

水柱平衡密度计是根据液体压强平衡原理测定悬浮液密度的，其结构如图 7－2 所示。

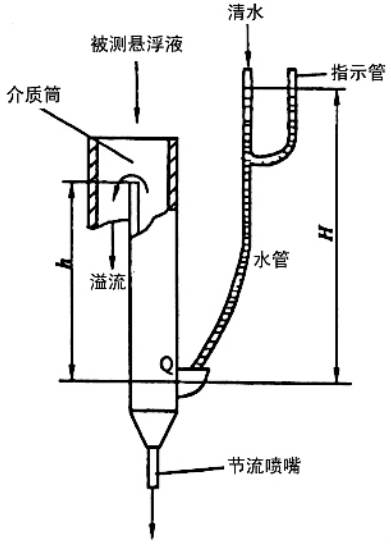


图 7－2　水柱平衡密度计原理图

被测悬浮液不断给入悬浮液管，由于悬浮液管的直径远远大于节流喷嘴直径，故管内的悬浮液流速很小，可以近似地看成静止状态。在清水管中缓慢地加入流量稳定的清水，在平衡状态下，悬浮液与清水在 Q 处将出现一个分界面。根据流体静力学原理，分界面左边的悬浮液压强 P_{su} 为：

$$P_{su} = 98h\rho_{su}\ (\text{Pa}) \tag{7-3}$$

分界面右边水的压强 P_w 为：

$$P_w = 98H\rho_w\ (\text{Pa}) \tag{7-4}$$

根据流体力学原理有：

$$P_{su} = P_w$$

即

$$h\rho_{su} = H\rho_w$$

所以

$$\rho_{su} = H\rho_w / h \tag{7-5}$$

式中　ρ_{su}——待测悬浮液密度，kg/L；

ρ_w——水的密度，kg/L；

h，H——分别为悬浮液管长度和水柱高度，cm。

由于悬浮液管长度 h 和水密度 ρ_w 是常数，故水柱高度 H 直接反应悬浮液密度 ρ_{su}。因

此水位的高低就表示了悬浮液密度的大小。也即 H 的变化 ΔH（偏高或偏低的数值）直接反映了悬浮液的密度变化 $\Delta\rho_{su}$（由标尺读出）。为了实行远距离控制，同样还要采用适当信号变送器将水位变化值 ΔH 变成相应的电信号并输入执行机构，这就构成了水柱平衡密度测量装置。

第三节 同位素密度计

同位系密度计是一种非接触式的悬浮液的密度检测装置。它勿需取样，无样品处理系统，现场仪表简单，精度高（精度可达 $\pm 0.01 \sim 0.05$kg/L）。因而，在选煤厂同位素密度计广泛用来检测悬浮液和煤浆的密度。

同位素密度计有透射式和散射式两种，透射式适用于封闭管道中介质密度的测量。它是选用穿透能力较强的 γ 射线，故又称 γ 射线密度计。如图 7－3 所示。

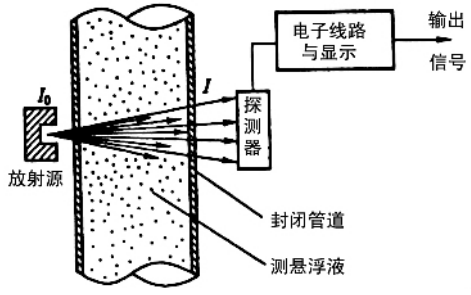


图 7－3 同位素密度计

γ 射线密度计的土作原理是：

将一发射源放在内有悬浮液的管道一侧，而将测定 γ 射线强度的接受器放在管道的另一侧，γ 射线通过悬浮液后，其强度的衰减与被透射悬浮液的密度、厚度及质量吸收系数的关系式如下：

$$I = I_0 e^{-\mu\rho\chi} \tag{7-6}$$

式中 I——无被测悬浮液时的射线强度；

I_0——穿透被测悬浮液衰减后的射线强度；

μ——被测悬浮液的质量吸收系数；

P——被测悬浮液的密度；

χ——被测悬浮液的透射厚度。

上式称为指数吸收定律，即 γ 射线穿过一定长度的通路后，射线的强度与悬浮液的密度成指数比例衰减。对于选定的发射源、特定的管道尺寸、几何位置和被测悬浮液，I_0、μ、x 均为常数，仅 ρ 是变量，因而测出 I 的变化即可间接测出 ρ 的变化。

这种密度计通常用 Co^{60} 或 Cs^{137} 等同位素发射源。

第四节　悬浮液密度自动控制系统

图 7－4 为常用的密度自动控制系统。

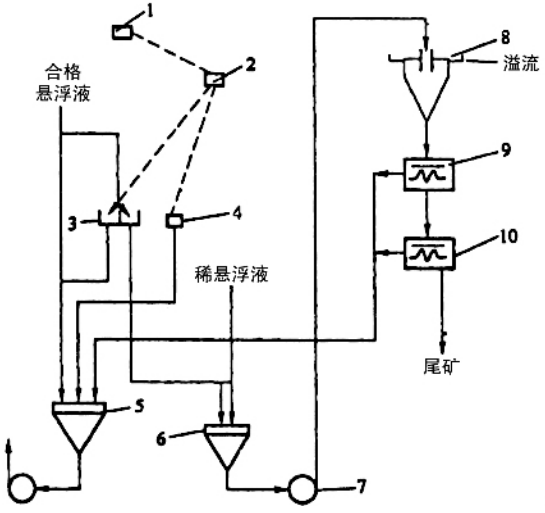


图 7－4　常用的密度自动控制系统

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

密度计 1 测出被控悬浮液的密度后，将信号给入控制箱 2，测得的密度与要求的密度差值形成一个信号经放大后送到执行机构。当差值微小时，执行机构得到信号进行微调。如果悬浮液密度低了，信号指示变流箱 3 加大变流量，将更多的循环悬浮液送入稀介质系统，如果悬浮液密度仍未增高，就进一步加大变流量使悬浮液密度逐渐增高，直至悬浮液密度达到要求，变流量恢复正常。如果悬浮液的密度高了，信号送到执行机构，指令开动水阀 4，往合格介质桶 5 中加清水，当悬浮液密度逐渐降低时，信号指示水阀少加清水，直至合格悬浮液密度达到要求，停止加水。

介质桶应有液位自动测定仪，并统一考虑密度和液位的自动控制。生产时，稀介质桶应保持中液位，可以减少打分流对磁选机的影响。停车时稀介质桶应保持低液位。

当悬浮液的密度达到要求时，一般情况下合格介质桶液位的高低是由系统中磁铁矿总量决定的。液位过低，说明磁铁矿总量过少，应添加新磁铁矿补充；液位过高，合格悬浮液的密度肯定降低，应加大分流量进行浓缩。此时，密度和液位自动控制的动作是一致的。

总之，密度高加清水，密度低加大分流量；液位低加新磁铁矿，液位高加大分流量。正常

生产情况下,液位一般比较稳定,主要是密度有波动。

密度自动控制系统还应有这样的能力:当悬浮液的密度产生很大偏差时,密度自动控制系统应能很快将其调整过来。

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

密度自动控制系统工作的好坏不但与测定和控制设备工作效果有关,还与工艺流程、磁铁矿损失大小等因素有关。比如当原料煤带水过多或往合格介质桶窜水时,会发现合格介质桶液位上升较快,悬浮液密度下降较多,密度波动加大,磁铁矿损失增加。这时,单靠自动控制系统就不能解决问题了。又如当磁铁矿损失较大时,自动控制系统动作频繁,但密度还不稳定,液位经常降低,就应采取措施降低磁铁矿损失。

第八章　重介质选煤经济效益的评定

经济效益 E 是劳动成果(V)和劳动消费(L)的比较,评定经济效益的通式为

$$E = V - L \tag{8-1}$$

选煤的经济效益是煤炭经过洗选所创造的使用价值与选煤生产过程中的劳动消费(物化劳动和活劳动)的比较,可得出计算选煤经济效益

$$E = (\gamma_j \cdot Q \cdot J + \gamma_f \cdot Q \cdot F) - (T \cdot Q \cdot Z + G \cdot Q + J_y \cdot Q) \tag{8-2}$$

式中　γ_j——精煤产率(%);

Q——处理能力(t/a);

J——精煤价格(元/t);

γ_f——副产品产率(%);

F——副产品价格,(元/t);

T——吨煤投资(元/t);

Z——固定资产折旧率(%);

G——吨煤加工费(元/t);

J_y——原煤价格(元/t)。

在比较不同选煤方法的经济效益时,由于精煤产率与副产品产率成反比,且副产品价格远低于精煤价格,故可以不考虑副产品价值。

我国选煤厂主要采用跳汰选和重介选。因此,对这两种选煤方法的经济效益进行比较。

在原煤价格相同,且不考虑副产品价值的条件下,根据公式(8-2)即可得出计算重介选与跳汰选的经济效益差值的公式:

$$\Delta E = \Delta\gamma_j \cdot Q \cdot T - (\Delta T \cdot Q \cdot Z + \Delta G \cdot Q) \tag{8-3}$$

式中　ΔE——重介选比跳汰选经济效益增加值(元/a);

$\Delta\gamma_j$——重介选比跳汰选精煤产率增加值(%);

ΔT——重介选比跳汰选吨煤投资增加值(元/t);

ΔG——重介选比跳汰选吨煤加工费增加值(元/t)。

从上式可知,决定经济效益差值 ΔE 的主要因素是:吨煤投资增加值 ΔT,吨煤加工费增加值 ΔG,精煤产率增加值 $\Delta\gamma_j$。

第一节 重介选与跳汰选的吨煤投资比较

重介质选煤系统除了使用分选设备外,还要设置介质制备和回收系统。但重介选也简化了原煤准备作业和煤泥水处理系统。因此,重介选的吨煤投资比跳汰选增加得不多。

表 8 – 1 列出了我国不同时期自行设计兴建的 5 座炼焦煤选煤厂的基建投资指标。田庄选煤厂是我国唯一的自行设计的重介质选煤厂,所以以它的指标与 4 座跳汰选煤厂的平均指标来进行比较。另外,这 5 座厂都是有浮选的炼焦煤选煤厂,具有一定的可比性。从表中可看出,重介选煤厂的吨煤投资比跳汰厂多 1.84 元/t,即增加 13%。

表 8 – 1 跳汰选煤厂和重介选煤厂的基建投资指标对比

选煤厂类型	跳汰选煤厂					重介选煤厂
选煤厂名称	邯郸	介休	青龙山	芦岭	平均	田庄
投产年份	1959	1970	1972	1981		1970
设计处理能力(t/h)	334	668	476	450	482	778
入选原煤粒度(mm)	50 ~ 0	50 ~ 0	50 ~ 0	50 ~ 0	50 ~ 0	300 ~ 0
吨煤投资(元/t)	14.2	12.38	15.0	13.3	13.72	15.56

第二节 重介选与跳汰选的吨煤加工费比较

表 8 – 2 列出了 7 座跳汰选煤厂与 2 座重介选煤厂的吨煤加工费。表中各厂的加工费里包括了浮选费用,由于各厂煤泥大致占原煤的 15% ~ 20%,所以浮选费用相差不大,故可根据全厂加工费进行比较。从表中所列的吨煤加工费合计数的平均值来看,跳汰选煤厂为 4.0 元/t,重介选煤厂为 4.4 元/t,相差 0.4 元/t,重介选煤厂高 10%。

表 8－2　跳汰选煤厂与重介选煤厂的入选原煤加工费比较

选煤厂		处理能力		入选原煤加工费(元/t)					
类型	名称	设计能力	实际处理量	辅助材料	动力费	水费	工资	其它	合计
跳汰选煤厂	邯郸	150	210.89	1.43	1.16		0.80	0.55	3.94
	马头	200	241.42	1.45	1.10		0.63	1.58	4.76
	株洲	180	125.27	0.85	0.55	0.07	0.79	1.67	3.93
	太原	200	237.94	0.91	0.72		0.61	1.92	4.16
	介休	300	250.55	1.34	1.00		0.68	1.27	4.29
	望峰岗	100	168.95	1.38	0.96	0.26	0.81	0.53	3.94
	青龙山	200	235.83	0.94	0.88		0.66	0.91	3.39
	平均	190	210	1.18	0.91	0.047	0.71	1.20	4.0
重介选煤厂	田庄	350	222.43	2.01	0.96	0.20	0.67	1.38	5.22
	彩屯	150	164.0	1.15	0.84		0.57	0.97	3.58
	平均	250	193.2	1.58	0.90	0.10	0.62	1.175	4.4

资料来源《选煤厂基本情况资料汇编》,1983 年。

第三节　精煤产率增加值的计算

重介选比跳汰选精煤产率增加值 $\Delta\gamma_j$,一般可根据原煤浮沉试验资料和重介分选机及跳汰机的 E_p 值和 I 值,利用近似公式法(海勃登公式)计算出重介选和跳汰选的精煤产率后求出。

从公式(8－3)可知,在重介选和跳汰选的年处理量 Q 相同时,若下列不等式成立,则 ΔE 是正值,重介选的经济效益比跳汰选高:

$$\Delta\gamma_j \cdot J > \Delta T \cdot Z + \Delta G \tag{8-4}$$

公式(8－4)表明,当重介选的精煤产率增加所创造的价值大于吨煤投资及吨煤加工费增加值之和,则采用重介选在经济上就优于跳汰选。特别是在选低灰精煤时,精煤价格 J 会升高,重介选的经济效益将更高。

现以我国某炼焦煤选煤厂的原煤为例,比较重介选与跳汰选的经济效益。该厂原煤用块、末煤重介选,重介质旋流器选和不分级跳汰选的预测分选效果如表 8－3 所示。假设原煤入选量 Q 为 200 万 t/a,选煤厂服务年限为 50 年,固定资产折旧率 $Z=2\%$。根据表 8－1 可知,重介选比跳汰选吨煤投资增加值 $\Delta T=1.84$ 元/t。从表 8－2 可知,重介选比跳汰选吨煤加工费增加值 $\Delta G=0.4$ 元/t。根据上述数据计算出的重介选和跳汰选的经济效益比较如

表 8－4 所示。从表中可知，采用重介选比跳汰选可多盈利 441.95～788.48 万元/a。

表 8－3 我国某炼焦煤选煤厂原煤用重介选和跳汰选的预测分选效果

精煤灰分（%）	$\delta_p \pm 100kg/m^3$ 物料含量（%）	精煤产率 γ_j（%）				精煤产率差值 $\Delta\gamma_j$（%）	
		理论产率	块、末煤重介选产率	重介旋流器选产率	不分级跳汰选产率	块、末煤重介选减跳汰选	重介旋流器选减跳汰选
9.00	66.00	55.70	40.07	39.91	33.50	6.57	6.41
10.00	24.60	61.50	50.72	54.36	45.16	5.56	9.20
11.50	11.90	68.48	66.63	67.55	60.70	5.93	6.85

表 8－4 某炼焦煤选煤厂厚煤用重介选和露汰选的经济效益测算比较

选煤方法	原煤入选量 Q（万 t/年）	精煤灰分 A_d（%）	重介选比跳汰选精煤产率增加值 $\Delta\gamma_j$（%）	重介选比跳汰选多产精煤量（万 t/年）	精煤价格* J（万/t）	重介选比露汰选精煤销售收入增加值（万元/年）	重介选比跳汰选吨煤投资增加值 ΔT（元/t）	重介选比跳汰选固定资产折旧费增加值 ΔZ（万元/年）	重介选比跳汰选吨煤加工费增加值 ΔG（元/t）	重介选比跳汰选加工费多支出值（万元/年）	重介选比** 跳汰选多得盈利 ΔE（万元/年）
	(1)	(2)	(3)	(1)×(3)=(4)	(5)	(4)×(5)=(6)	(7)	(7)×(1)×2%=(8)	(9)	(9)×(1)=(10)	(6)－(8)－(10)=(11)
块末煤重介选	200	9.00	6.57	13.14	49.00	643.86	1.84	7.36	0.4	80	556.5
重介旋流器选	250	9.00	6.41	12.82	49.00	628.18	1.84	7.36	0.4	80	540.82
块末煤重介选	200	10.00	5.56	11.12	47.60	529.31	1.84	7.36	0.4	80	441.95
重介旋流器选	200	10.00	9.20	18.40	47.60	875.84	1.84	7.36	0.4	80	788.48
块末煤重介选	200	11.50	5.93	11.86	45.49	539.51	1.84	7.36	0.4	80	452.15
重介旋流器选	200	11.50	6.85	13.70	45.49	623.21	1.84	7.36	0.4	80	535.85

* 精煤价格按 1979 年规定的“冶炼用洗精煤基本价格”。

** 本栏盈利包括税金和净利润。

总之，根据不同原煤所预测的分选效果表明，由于重介选的分选效率高于跳汰选，所以重介选的精煤产率和数量效率都高于跳汰选，其增加的程度主要取决于原煤可选性和精煤灰分，原煤越难选，精煤灰分越低，则增加越多。我国重介选煤厂的吨煤投资和吨煤加工费比跳汰选分别高 13%和 10%左右，但是，随着我国重介质选煤技术的进步，如加重质消耗的减少，耐磨材质的应用，设备运转可靠性的提高，工艺流程的简化等等，重介选的吨煤投资和加工费还可能进一步降低。这样就更利于提高重介质选煤的经济效益。

第九章　悬浮液密度控制

重介质选煤过程中，悬浮液密度不波动是生产质量合格的选煤产品的首要条件。生产中大多采用自动控制系统来检测和控制悬浮液的密度，使其不波动。我国常用的密度控制装置有双管压差密度计和水柱平衡密度计两种。

一、双管压差密度计

图 9－1 为双管压差密度计工作原理图。长（A）、短（B）两个管插入被测悬浮液内，一定压强的空气给入双管，由于节流孔的作用，管内的气压和悬浮液管端的静压相平衡。当被测悬浮液流速很慢而密度均匀的时候，一定深度的压强等于高度与液体密度的乘积，液柱高度 h_1 和 h_2 处的压力分别为：

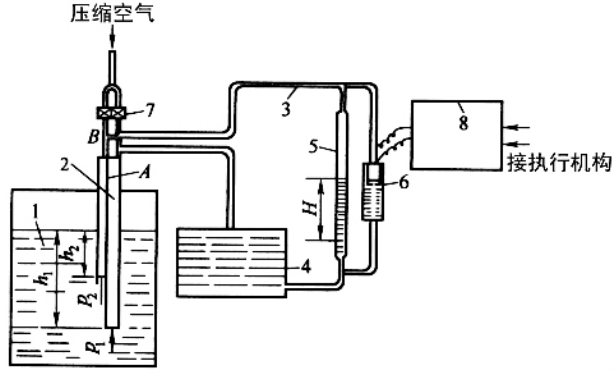


图 9－1　双管压差密度计工作原理

1—被测悬浮液；2—测压管；3—胶管；4—水盒；5—指示管；6—电极；7—节流阀；8—放大器

$$p_1 = h_1\rho \tag{9-1}$$

$$p_2 = h_2\rho \tag{9-2}$$

式中　p_1、p_2——悬浮液深 h_1 及 h_2 处的压强；

ρ——悬浮液的密度。

将 A、B 两管的压力分别引到指示管，长管通过水盒与指示管及电极下端连接，短管与指示管及电极上端连接。由于长管内压强 p_1 大于短管内压强 p_2，所以水盒内液面下降，指

示管内水位上升,造成一个水位差。因为双管的高差 $h_1 - h_2 = \Delta h$ 为定值,所以压差的大小就表示悬浮液密度的大小。故:

$$H = \Delta h \rho$$

$$\rho = \frac{H}{\Delta h} \tag{9-3}$$

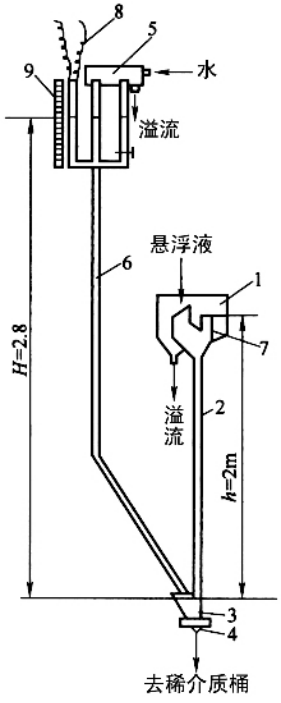


图 9-2 水柱平衡密度计

1—介质箱;2—重介管;
3—汇流槽;4—喷嘴;
5—水箱;6—水管;
7—介质箱溢流管;
8—电极;9—标尺

对块煤分选机,可直接插入分选槽内测定悬浮液的密度;对于重介质旋流器,可引出一部分悬浮液到专设的测定箱中测定密度。

双管压差密度自动控制装置由 3 部分组成:第一部分是测量部分,随时检测密度变化情况,发出信号;第二部分是信号变送放大部分;第三部分是执行部分。

二、水柱平衡密度计

图 9-2 为水柱平衡密度计。悬浮液通过介质箱的固定筛脱除大块后,经重介管从喷嘴流出。定压水箱的清水经水管和喷嘴流出。当清水和悬浮液都通过喷嘴流出时,水柱的压

力与悬浮液的压力相等。即：

$$h\rho = H\Delta$$

$$H = h\frac{\rho}{\Delta} \tag{9-4}$$

水的密度 $\Delta = 1\text{g/cm}^3$，h 是定值，所以水柱高度 H 与悬浮液密度 ρ 成正比。因此，H 的高低就表示悬浮液密度的大小。

三、悬浮液密度自动控制

图 9－3 为常用的密度自动控制系统。密度计将测出的悬浮液密度信号给入控制箱，测得的密度与要求的密度差值形成一个信号，经放大送到执行机构。当差值微小时，执行机构进行微调。如果差值较大，例如悬浮液密度低了，信号指示变流箱加大变流量，将更多的浓介质送入稀介质系统，直至悬浮液密度达到要求后，变流量恢复正常。如果悬浮液密度高了，信号送到执行机构，指令开动水阀，向合格介质桶加清水，直至悬浮液密度达到要求，停止加清水。

密度自动控制系统不但与测定和控制设备的工作效果有关，还与工艺流程、磁铁矿损失等因素有关。例如，当入选原料含水分过多或往合格介质中窜水时，会发现合格介质桶液位上升较多，悬浮液密度相应下降较多，磁铁矿损失亦增高，这时仅靠自动控制系统就不能解决问题，必须采取其他措施对症处理。

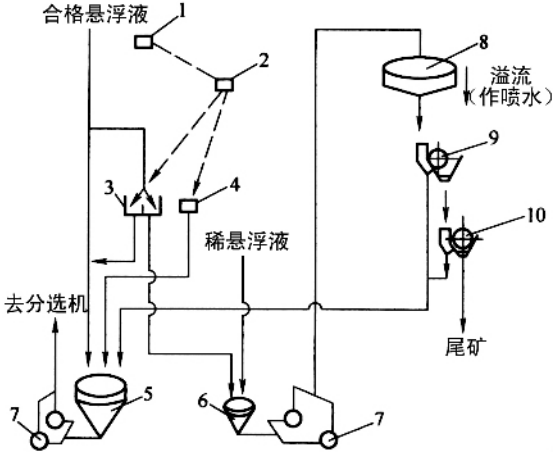


图 9－3　常用的密度自动控制系统

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

第十章 影响分选效果的主要因素

1. 入选煤性质

重介质选煤过程中，入选原煤的粒度越大，分层速度越快，分选的效率也越高。因此，重介质选煤都是分级入选，而且对限下率和含泥量有一定限制。块煤分选机入选原煤的允许限下率见表 10－1。

表 10－1 块煤重介质分选机入料的允许限下率

入选原煤粒度下限/mm		25	13	10	8	6
允许限下率/%	烟煤和无烟煤褐煤*	<10 <25	<7～9 <20	<6～8 –	<5～6 –	<4～5 –

* 褐煤粒度下限一般为 13mm 以上。

采用重介质旋流器分选末煤时，入料中小于 0.5mm 煤粉的含量不应超过 3%～5%（指末煤脱水后，外在水分为 12%～15%时的煤泥含量）。

入选原煤的可选性差别较大时，应尽量将可选性差别较大的原煤分开入选或混匀后再入选。没有配煤设施的选煤厂，操作司机可根据原煤及产品的快灰、快浮结果或测灰仪检测结果进行调整。如果原煤中的中煤含量增多，精煤灰分超过指标，可适当减少悬浮液的循环量，或降低悬浮液的密度。

2. 给煤量

给料量过大，煤在分选槽内不能充分散开，甚至造成物料堆积，来不及分选就排出机外，造成精煤灰分增高。给料量少，影响分选机的处理能力，因此给煤量不能忽大忽小、时断时续，而应均匀稳定。

目前我国常用的确定处理能力的方法是根据单位负荷，即每米槽宽浮煤的排出能力为主要指标。表 10－2 所列是斜轮重介质分选机的处理能力（立轮分选机参照斜轮分选机相应宽度），供参考。

选块煤时，浮煤和沉煤产率不应超过分选机的浮煤和沉煤排出能力。一般来讲，浮煤量过大对分选效果的影响更大些。

表 10－2　斜轮重介质分选机处理能力

型号	槽宽/mm	处理能力 /t·h^{-1}	入料粒度 /mm	最大浮煤量 /t·h^{-1}	最大沉煤量 /t·h^{-1}
LZX—1.20	1200	65～95	13～200	45	100
LZX—1.60	1600	100～150	13～300	88	147
LZX—2.00	2000	150～200	13～300	110	202
LZX—2.60	2600	200～300	13～300	143	196
LZX—320	3200	250～350	13～400	232	277
LZX—400	4000	350～500	13～450	325	429

重介质旋流器在标准给料压力下的处理能力及悬浮液循环量见表 10－3。当旋流器的给煤量不超过设计处理能力时，不会明显地影响分选效果。当旋流器过负荷运转时，分选效率明显下降。

表 10－3　重介质旋流器处理能力

旋流器直径/mm	800	700	600	500
给料标准压力/MPa	0.08～0.1	0.08～0.09	0.05～0.07	0.04～0.06
入料粒度/mm	50～0.5	40～0.5	30～0.5	25～0.5
最大入料量(干量)/t·h^{-1}	180	104	68	45
底流最大排放量(干量)/t·h^{-1}	70	54	36	27
标准给料压力下处理能力	3			
(煤＋悬浮液)/m^3·h^{-1}	380	273	191	125
悬浮液循环量/m^3·h^{-1}	200	156	115	75

3. 悬浮液密度

用斜轮分选机分选块煤时，由于受上升介质流和介质阻力等因素的影响，实际分选密度一般比悬浮液密度高 0.04～0.08g/cm^3。在生产中，应尽量使悬浮液密度波动范围小。在低密度分选炼焦煤时，进入分选机中的悬浮液密度波动范围应小于 0.01g/cm^3。在高密度分选或排环系统中，悬浮液密度的波动范围可稍放宽一些。

生产中当精煤灰分超过指标和原煤可选性变难的情况下，可适当降低悬浮液密度和循环量，或适当调整上升流和水平流的比例。当精煤灰分较低、沉煤中含精煤较多时，如果悬浮液中煤泥含量较低，可适当加大上升流量 如果煤泥含量较高，则可适当提高悬浮液密度。

重介质旋流器分选时，分选密度一般高于悬浮液密度 0.1～0.2g/cm^3。这是因为在离心力作用下，旋流器内的悬浮液被浓缩而使分选密度增大。分选密度和悬浮液密度的差值取决于悬浮液中加重质的特性、煤泥含量和旋流器的结构参数。低密度悬浮液的加重质粒度

要求较细,高密度悬浮液的粒度可以粗些。

欲调节重介质旋流器的分选密度,可通过改变溢流口和底流口的直径以及调节悬浮液的密度来实现,但在生产过程中不能随时改变溢流口和底流口的直径,主要靠调节悬浮液密度来改变分选密度。

4. 悬浮液循环量

分选机悬浮液循环量包括上升(下降)液流和水平液流。水平液流的主要作用是运输物料,其流速取决于入料的粒度下限,一般以 0.2~0.3m/s 为宜。上升或下降液流的作用是提高悬浮液的稳定性,其流速取决于悬浮液密度和煤泥含量以及加重质粒度等。重介分选机的上升液流量约占总循环量的 2/3,水平液流约占 1/3。太司卡分选机的下降液流占 20%,水平液流占 80%。

在生产中为了便于调节悬浮液循环量,操作者可以以分选槽内正常生产时的液位为标准,在槽的侧边做出标志,根据该标志便可知悬浮液循环量的变化。操作者可根据原煤入料量、悬浮液中煤泥含量和产品快速浮沉结果的变化,来调整介质泵的入料阀门,以达到调整悬浮液的循环量。国内几种重介分选机每吨入选原煤所需的悬浮液循环量见表 10-4。正常生产条件下,应尽量减少悬浮液循环量,这不仅能降低电耗,减轻设备磨损和加重质损失,而且还可保证较高的分选精度。

表 10-4 重介质分选机悬浮液循环量

分选机类型	斜轮分选机	立轮分选机	浅槽分选机
悬浮液流动方式	水平-上升液流	水平-下降液流	水平液流
悬浮液循环量/$m^3 \cdot h^{-1}$	0.5~10	1.2	2~5

重介选煤工艺效果的评定方法见本书第四章第四节国家标准 GB/T—15715—1995《煤用重选设备工艺性能评定方法》。