

第十篇

矿石试验与选矿过程
检测、质量控制技术

第一章 矿石试验技术

第一节 矿石可磨度试验

一、概述

矿石可磨度是按比例放大原则计算工业磨机所必需的基准数据,是可以通过实验测定的矿石特征常数,在不同磨矿条件下其值不变或仅按一定比例变化。随着工业磨机计算方法的不同,可磨度的度量方法也不同,常见的有功指数法、能量效率法、新生比表面法和单位容积生产量法等。

在世界范围内目前应用最广的是 F. C. 邦德(Bond)提出的功指数法。邦德认为:“磨矿时有效消耗的总能量与磨矿产品粒度的平方根成反比。”若用 d_{80} (80%小于 d)度量粒度,则将矿石由 F (给矿 80%小于 F 微米)磨到 P (产品 80%小于 P 微米)所需的功(千瓦小时/吨):

$$W = W_1 \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right) \quad (1-1)$$

式中 W_1 就是邦德功指数,代表将每一吨矿石由无限大磨到 $P = 100$ 微米所需的功(千瓦小时)。 W_1 的数值可通过不同方法由试验求得。

磨矿能量效率 e 为磨矿过程中每消耗 1 千瓦小时电能所获得的磨机生产量(按给矿量或新生小于 75 微米物料量计)。

C. F. 汤普森(Thompson)基于“磨矿消耗的能量取决于新生表面量”的理论,制定了

比表面法可磨度测定程序,相应的磨机功指数计算公式为:

$$WT = WT_0 \cdot K_{Gs} \cdot K_F \quad (1-2)$$

式中 WT 和 WT_0 —设计矿石和基准矿石的汤普森功指数 $kW \cdot h/t$;

K_{Gs} ——相对比表面可磨度系数;

K_F ——给矿粒度系数。

试验的任务仅在于测定相对比表面可磨度系数。不同磨机在不同给矿和产品粒度下的基准汤普森功指数及给料粒度系数已由汤普森测出,不须另做试验。待测矿石功指数可由上式算得。

国内长期沿用的是单位容积生产量法,通常用单位容积磨机产出的新生-75微米物料量度量可磨度。测定时一般取基准矿石与待测矿石同时试验,采用比较法求相对可磨度系数,然后根据已知的基准矿石可磨度数据计算待测矿石的可磨度。

二、用落重试验确定功指数

落重试验亦称冲击破碎试验,是测定矿石可碎性和可磨性的早期方法之一,经不断改进之后至今仍未被完全淘汰。早期使用的落重试验装置的基本构件为一块带有凹陷型试样室的钢砧和一个柱形冲模,利用自由落下的重物(球)冲击冲模而击碎矿石,可磨度用每焦耳功所产生的新表面度量。邦德曾设计了双摆球式和双摆锤式冲击破碎试验装置,用两个相向摆动的球或锤代替落球或落锤和钢砧,根据试样冲击破坏强度计算功指数。最近英国 M. E. 阿西姆(Asim, 1984)改进的落球试验装置,是在试样室内放置四个呈方形排列的球,将试料层围在中心部位,然后用沿导向筒自由落下的第五个球直接冲击试料层,以此模拟球磨机中的冲击破碎过程。此法虽不及实验室磨机试验接近生产实际,但却可以研究矿石逐步破碎过程中每一步的矿石粒度分布的变化(用选择函数和破碎函数度量)和能耗(用邦德功指数度量),并可全部试料取出做粒度分析而不必取样。

三、用常规磨机确定功指数

下面先介绍邦德在美国艾利斯-查默斯(Allis-Chalmers)实验室制定的标准棒磨机和球磨机试验程序。

1. 标准棒磨机试验

给矿破碎到小于 12.7 毫米(0.5 英寸)取样筛析。取 1250 厘米³ 试料装在量筒中并称量,给入磨机中闭路干磨。棒磨机直径 305 毫米(12 英寸),长 605 毫米(24 英寸),波形衬板,倾角可调。装直径 31.75 毫米(1.25 英寸)棒 2 根,44.45 毫米(1.75 英寸)棒 6

根 棒长 533.4 毫米(21 英寸)总重 33.38 千克。

为了使磨矿机两端物料分布均匀,磨机在水平状态下先旋转 8 转,然后上倾 5° ,旋转一转,再下倾 5° ,又转一转,最后调至水平状态再转 8 转。排矿时倾倒 45° 转 30 转。所得产品用试验筛筛分,筛孔范围为 4~65 目(4750~212 微米),称量筛下产品,并计算出每转磨出的合格筛下产品量。筛上产品作为循环负荷返回,补加与筛出量相等的新给矿,一起送入棒磨机进行第二周期的磨矿。循环负荷按 100%控制,即每次磨出的筛下产物量大致等于给矿量的 50%。为此,后续每一周期的磨矿转数须根据上一周期的每转筛下物产量计算,如此反复进行至每转产出的筛下产物量达到恒定值为止。取最后三转的每转筛下物产量的平均值度量磨矿效率,并按下式计算邦德功指数 W_i :

$$W_i = \frac{62}{1.1P_1^{0.23} G^{0.625} \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} \quad (1-3)$$

式中 P_1 ——闭路筛分用试验筛筛孔尺寸 μm ;

G ——按磨矿产品中筛下产物量计算的磨矿效率, g/t_0 。

P 和 F 的意义同前。由于邦德功指数原来是按每短吨矿石所需千瓦小时数计,现为了统一使用国际单位制,改用(公)吨代替短吨,所以在式中引入了换算系数 1.1。求出的功指数值适合于计算开路湿磨、(衬板)内直径为 2 米的溢流型棒磨机输入功率,若内直径为 D ,则应乘以 $(2/D)^{0.2}$,若为干磨,则应乘上 1.3 的系数。

2. 标准球磨机试验

用破碎到小于 3350 微米的矿石作为标准给矿,必要时也可用较细给矿。先取样筛析,然后用量筒量取 700 厘米³矿样给到球磨机中干磨。第一周期磨矿持续 100 转。倒出用试验筛筛分,筛下物称重取出,补加等量新给矿与筛上物一起给到球磨机中进行第二周期磨矿,控制循环负荷量为新给矿的 250%,其余操作方法与棒磨机试验相同。

球磨机规格为 305×305 毫米,用光滑内衬。装 36.6 毫米球 43 个、30.2 毫米球 67 个、25.4 毫米球 10 个、19.1 毫米球 71 个、15.9 毫米球 94 个,总计 285 个,重 20.125 千克。磨机转速为 70 转/分。

功指数按下式计算:

$$W_i = \frac{44.5}{1.1P_1^{0.23} G^{0.82} \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} \quad (1-4)$$

本式适用于计算闭路湿磨的 2 米溢流型球磨机输入功率。干磨时乘 1.3,直径换算系数与标准棒磨机试验法相同。

几十年来提出过许多改进性或简化了的试验程序,均只能认为是邦德试验程序的补充。例如, D. G. 阿姆斯特朗(Armstrong)认为,开路分批棒磨产品与工业闭路球磨产品

的粒度分布相似,因而建议用实验室棒磨机开路湿式磨矿取代干式球磨机闭路磨矿法测定球磨功指数。T. 尼蒂(Niiti)认为,在整个磨矿过程中单位能耗并非固定不变,因而建议要在试验中连续地测定和记录能耗的变化情况。T. F. 贝里(Berry)提出了用比较法测定功指数的试验程序。

3. 比较法确定邦德功指数

此法是基于下列假设:若两种重量相等的矿样,在同一磨机内磨碎,当给矿粒度大致相等,磨矿时间、矿浆浓度和磨机转速均相同时,所需要输入的功也相等。此时按式(1-1)可得:

$$W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right) = W_{i0} \left(\frac{10}{\sqrt{P_0}} - \frac{10}{\sqrt{F_0}} \right) \quad (1-5)$$

式中符号含义同前,不带足标的表示待测矿石,带足标“0”的表示基准矿石。若基准矿石的功指数已知,试验的任务仅在于求出同一条件下所磨两份矿样的 P 和 F 。因而此类试验利用普通实验室磨机就可进行。磨矿时间根据所需磨矿细度用待测矿石试验确定。

四、单位容积生产量法

试验一般在开路条件下进行,只在特殊情况下,如不同粒度矿粒可磨度相差很远和循环负荷量很大的情况下,才安排实验室仿闭路磨矿实验,试验的任务通常是求相对可磨度系数 K 。

$$K = \frac{q}{q_0} = \frac{t_0}{t} \quad (1-6)$$

式中 q 和 q_0 ——待测和基准矿石的单位容积生产量,按磨矿时新生的 $-75\mu\text{m}$ 物料量计 $\text{t}/\text{m}^3 \cdot \text{h}$;

t 和 t_0 ——待测和基准矿石磨到指定粒度所需时间 s_0 。

试验程序如下:将待测矿石和基准矿石分别破碎到 -3 毫米,筛去 -150 微米的细粒,根据球磨机的规格,称取若干份等量(500~1000克)试样,在相同条件下,进行不同时间的磨矿。磨矿产品分别筛析,然后绘制磨矿时间与产品中筛下物累计产率关系曲线,从上找出为了把试样磨到规定细度(按 -75 微米级含量计)所需的磨矿时间 t 和 t_0 (图10-1-1)。

用 -75 微米(200网目)物料量表示细度,是我国选矿界多年沿用的方法。在磨矿粒度细于 $90\% - 75$ 微米时,这一表示法误差将很大。这时须改用其他方法表示细度,例如 -45 微米物料百分含量或 d_{80} (80%物料小于 d 微米)。有时也可用比表面积度量产品粒度。

凡是用比较法确定可磨度的,都应在实验室内经常储备足够的基准矿石试样。基准

矿样一般取自生产稳定的大型矿山。

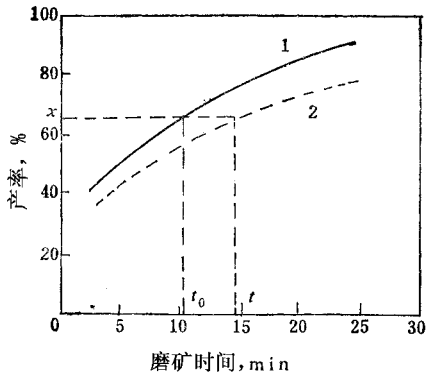


图 10-1-1 相对可磨度试验曲线

1—基准矿石可磨度曲线 2—待测矿石可磨度曲线

第二节 分级和洗矿试验

一、分级试验

分级作业，在磨矿回路中用于控制磨矿产品粒度，常用的分级设备是机械分级机和水力旋流器。在选别作业前，被看作是一种准备作业，目的是缩减粒度差别对选别效率的不利影响，常用的分级设备为带上升水流的多室水力分级机和水力旋流器等。尽管水力旋流器具有占地少和易维护等优点，却并不能完全取代那些传统的，在重力场中分级的设备。特别是在粗粒范围内，旋流器能耗太高，并且分级效率也不及机械分级机，因而在粗磨回路中宁愿采用机械分级机而不用旋流器。同样，摇床选别前的分级作业使用一台简单的多室水力分级机比用旋流器多次分级简便合算。

在选矿工艺试验中，一般不要求对分级作业和分级设备本身进行考察。在选矿前的分级，目的多半只是为了获得不同粒级的物料供下步试验用，因而对分级设备的型号没有严格要求，有时甚至可以用筛子代替分级机分级。

图 10-1-2 所示为实验室自由沉降式单室分级箱，可称为缝隙式分级箱。使用时需先根据分离粒度计算分界粒子的自由沉降末速 v_0 ，然后按下式计算用水量：

$$W = Fv_0 \quad (1-7)$$

式中 W ——用水量 m^3/s ;
 F ——分级箱中缝隙总面积 m^2 ;
 v_0 ——分界粒子的自由沉降末速 m/s 。

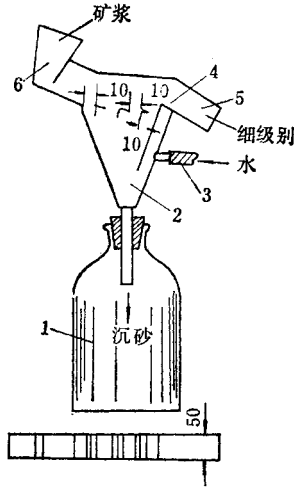


图 10-1-2 实验室单室分级箱

1—沉砂收集瓶 2—分级箱 3—胶皮管 ;
 4—挡板 5—流槽 6—给矿槽

若一次需要分成好几个级别 ,且试样较多 ,采用单室分级箱逐级地分级操作时间太长 ,则可采用自制的多室实验室用自由沉降式分级箱 ,多室分级箱可看成是由多个单室分级箱串联而成 ,各室的分级面积由粗至细逐渐增大 ,制作时需根据惯用的分级比分别设计各室的尺寸。试样量再大时(例如 ,几百千克) ,应使用仿工业设备的试验室型带机械搅拌器的多室水力分级机 ,目前国内生产的型号为 $200 \times 515 \times 1040$ 毫米干涉沉降水力分级机。

影响机械分级机工作的因素较多 ,除了影响颗粒沉降的基本水力学因素以外 ,需调节的还有搅拌状况、沉砂脱水时间 ,脱水区的斜度、沉降区深度等 ,因而在实验室内使用的机械分级机必须直接模拟工业设备。即使这样 ,也很难说实验室试验结果能与工业生产完全吻合。

实验室内做旋流器试验同样是困难的 ,原因是对稍粗一点的待分级物料 ,若根据其分离粒度选择合适的旋流器尺寸 ,则其处理量通常太大。因而只在分离粒度较小或分离粒度虽较大但所需分级的试样量也很大时 ,才采用水力旋流器分级试验物料。

实验室用水力旋流器规格通常较小 ,直径一般为 $25 \sim 125$ 毫米 ,为了便于调节各项结构参数 ,应备有一套尺寸不同的可拆换的部件。由于旋流器的给料必须连续、恒压给

入,因而试验装置须附有给矿斗、砂泵和压力计等一套附属装置和仪表。

为了获得所需的分离粒度,除了可以根据理论公式初步计算似外,还必须通过试验探索,只有在试验结果表明其分离粒度和分级效率均已符合要求后,才能用于正式试样的分级。实验室旋流器试验的目的,通常只限于完成试验物料的分级和确定其分离粒度。为了确定工业生产旋流器的型号、尺寸、结构参数和压力,设计人员往往更多地依靠自己的经验而不是实验室小型试验结果,国外的一些商业性实验室和制造厂家由于近20多年来在这方面已积累了足够的经验,往往可以有把握地利用计算机程序根据试样的筛析资料、密度和矿浆浓度提出推荐性数据。

二、洗矿试验

洗矿一般是一种准备作业,但也是一种预选作业,有时也可以是主要选别作业。洗矿的目的是利用机械擦洗和水力冲洗作用,将粘土和细粒从块状矿石表面洗掉,所需的机械力和水力取决于矿石的可洗性或者说洗矿难易度。洗矿试验的目的是确定矿石的可洗性和洗矿指标。

1. 矿石可洗性的评定

矿石的可洗性与粘土的性质及矿石的含泥量有关。粘土的性质是指粘土的塑性、膨胀性和渗透性。

粘土的塑性是指具有一定湿度的粘土在受压以后不裂开而产生固定变形的性质,可用下述塑性指数度量:

$$K = B_h - B_l \quad (1-8)$$

式中 K ——粘土塑性指数, %;

B_h ——粘土塑性上限,即粘土开始流动时的含水率, %;

B_l ——粘土塑性下限,即粘土开始能被压碎时的含水率, %。

K 值愈大,表示矿石愈难洗。用 K 值表示的矿石可洗性如表 10-1-1 所示。

表 10-1-1 矿石的可洗性

K 值	> 15	15 ~ 7	7 ~ 1	< 1
塑性 可洗性	高 最难	中 较难	低 中	无 易

粘土的膨胀性是指粘土受润湿后体积增大的程度。膨胀性愈大,愈易洗。渗透性则是指粘土被水渗透的能力。渗透性愈大,则愈易洗。

评定矿石的可洗性还可使用另一些判据。例如,可以用洗每吨矿石所耗电能的数量作为判据,将每吨原矿耗电量为 1 ~ 0.5、0.5 ~ 0.25 和 < 0.5 千瓦小时的矿石分别划作难

洗、中等可洗和易洗矿石,还可用标准圆锥体在粘土试样上的陷入深度评价可洗性。

2. 洗矿试验设备和方法

常用的洗矿设备为槽式洗矿机、圆筒洗矿机、洗矿筛和螺旋分级机。在试验室中还可利用圆桶等容器和手动筛进行人工洗矿。实验用洗矿机一般是工业型设备的比例缩小。例如,可以使用 360×2000 毫米的槽式洗矿机或 $\phi 350 \times 650$ 毫米的圆筒洗矿机。

试验室内洗矿工艺试验的目的是考察某一矿石的洗矿效果,即洗矿工艺指标,洗矿效果可以用洗矿产品的粒度分析结果和有用成分在产品及其各粒级中的含量和分布率评估判断。为了获得最佳工艺指标需要调节操作参数,但后者不能直接用作工业设计的依据。

第三节 重选试验

一、概述

同其他选矿方法相比,重选过程成本较低,对环境污染少,因而在可选性研究中,对凡是有可能用重选法选别的矿石,都应首先考虑做重选试验。

由于重选所处理的物料入选粒度相对较粗,粒度范围相对较宽,不同粒度物料要求选用不同设备,即使可以采用同一类设备选别的物料也常分级入选,再加上为了避免过粉碎对重选的不利影响常采用阶段选别流程,导致重选流程组合一般比较复杂,相应地试验用样量也大。反之,重选的操作因素却比较简单,各种重选设备,只要其入选物料的密度组成和粒度组成基本相同,选别条件也将基本相同。

影响矿石重选可选性的主要因素是密度和粒度(在某些情况下,如云母等片状矿物,形状的影响也很大),不同密度矿物分选的难易度可用下列数据估计:

$$e = \frac{\delta_2 - \Delta}{\delta_1 - \Delta} \quad (1-9)$$

式中 δ_1 、 δ_2 和 Δ ——轻矿物、重矿物和介质的密度, g/cm^3 ;

e ——难易度判据。 e 愈大则重选可以选别的粒皮下限愈低(10-1-2)。

表 10-1-2 重选可选性和相应的可选粒度下限

e 值	重选难易度	可选粒度下限, mm
> 5	极易选	0.010 ~ 0.005
5 ~ 2.5	易选	0.019

e 值	重选难易度	可选粒度下限, mm
2.5 ~ 1.75	较易选	0.075 ~ 0.038
1.75 ~ 1.5	较难选	0.5
1.5 ~ 1.25	难选	数毫米以上
< 1.25	不可选	

由于重选过程中的混杂现象主要是由密度接近于分离密度 δ_p 的那部分矿粒引起的,因而选矿工艺上还常用入选物料中密度为 $\delta_p \pm 0.1$ 的组分的含量度量重选难易程度,并据此判断各种重选设备的适用性(表 10-1-3)。中间组分含量少的,一切重选方法均适用,因而可选用生产率大而操作简易的设备;反之,则必须选用分选效率高的方法,同时注意控制处理量 and 操作。

表 10-1-3 重选难易度及各种重选方法的适用性

$\delta \pm 0.1$ 组分含量, %	重选难易度	对重选方法、设备和操作要求			适用的典型重选方法
		方法和设备	处理量	操作和控制	
0 ~ 7	易	一切	大	一般	普通溜槽、跳汰机
7 ~ 10	较易	分选效率高	大	一般	圆锥选矿机 ^①
10 ~ 15	较难	分选效率高	适中	操作良好	摇床 ^① 、螺旋选矿机重介质选矿
15 ~ 20	难	分选效率高	适中	操作熟练	重介质选矿
20 ~ 25	很难	分选效率高	适中	操作熟练 严密控制	重介质选矿
> 25	限难	分选效率非常高	小	操作熟练 极严格控制	重介质选矿 带有可严密控制比重的自动仪表

①不排斥使用跳汰机处理粗粒

在实践中,各种砂矿多属于表中第一、二类;钨、锡和稀有金属脉矿多属于第三类;预选丢废石作业和有用矿物密度不高者一般属后几类。

二、重选试验流程

在重选可选性研究中,最主要的任务就是选择和确定工艺流程和相应的设备。

试验流程,通常根据矿石性质并参照同类矿石的生产实践决定,但应比生产流程灵活,因为入选粒度、丢尾粒度和中矿处理方法等许多具体问题需通过试验考查和对比后才能确定,拟定试验流程所需的原始资料主要有:

- (1) 矿石的泥化程度和碎散性,据此确定洗矿和“泥砂分选”的必要性。
- (2) 矿石的贫化率,据此判断是否有必要采用重介质选矿、光电选或手选等方法进行预选,丢弃废石。
- (3) 矿石的粒度组成和金属在各粒级中的分布率,这对于砂矿床尤为重要,因为在

部分砂矿中,有用矿物往往主要集中在各个中间粒度的级别中。

(4) 矿石的嵌布特性,它决定着选矿方法和流程结构的选择,包括入选粒度、丢尾粒度、选别段数、中矿处理方法和设备组合等一系列基本问题。

(5) 矿石中共生重矿物的性质、含量及其与主要有用矿物的嵌镶关系,这涉及到这些共生重矿物在重选过程中的走向,以及重选粗精矿和中矿的加工处理方法。

图 10-1-3 和图 10-1-4 所示是一个钨锡原生脉矿重选试验流程实例,具有一定的典型性。根据物质组成研究资料,初步确定入选粒度为 12 毫米,最终破碎粒度为 0.5 毫米,考虑钨、锡矿物价值高,性脆易过粉碎,准备采用三段碎磨和选别的流程。

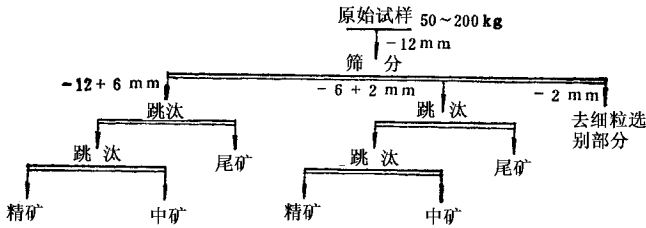


图 10-1-3 粗细不等粒嵌布钨锡矿石探索性试验流程(一)

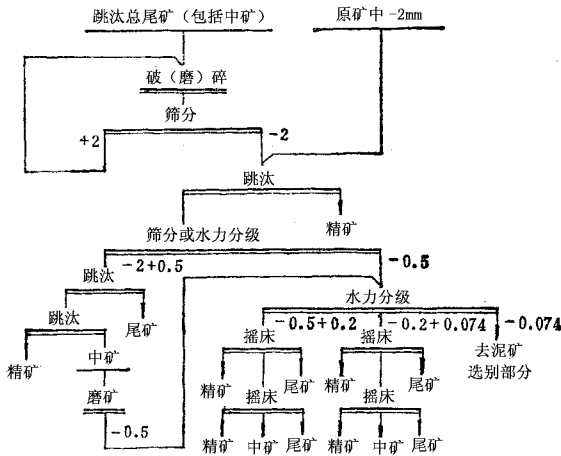


图 10-1-4 粗细不等粒嵌布钨锡矿石探索性试验流程(二)

图 10-1-3 所示是试验流程的第一部分,即粗粒选别部分,试验的主要目的是,考查所选定的入选粒度是否合理和在什么粒度可以开始丢尾矿。若粗粒级既不能得到精矿又不能丢尾矿,就应将全部试样均重新破碎到较小粒度后重新开始试验。如果粗粒级可以得精矿,但不能丢尾矿,就应将中矿和尾矿合并作为“跳汰尾矿”,送下一段选别,如果同时可以丢出尾矿,就可仅将中矿送下段选别。若跳汰只能丢尾矿,则它仅起预选即

初步富集作用。

图 10-1-4 所示流程第二部分,是细粒选别段,主要设备为摇床,试验的主要任务是(1)如果+2毫米各级均未能丢出可以废弃的尾矿就需要继续探索丢尾起始粒度(2)确定最终磨矿粒度(3)最后选定设备,特别是中粒部分的选别设备。例如,-2+0.5毫米级也可以改用摇床选;又如,如果中粒跳汰在流程中的作用是预选,就还应考虑改用圆锥选矿机的可能性。

-75微米矿泥选别流程,在图中未绘出。目前国内最常用的流程是:先用旋流器分级;大于38微米的粗泥送到刻床摇床选别;小于38微米的细泥用离心溜槽粗选,皮带溜槽精选。矿泥中金属主要分布于较粗级别中时,也可直接采用自动溜槽或普通溜槽粗选,皮带溜槽精选,事先不一定要分级。

探索性试验结束后,须重新取一份数量较多的试样,按所选定的流程做正式流程试验,以便取得可作为设计依据的工艺指标。

三、重选试验设备

为了在实验室条件下预演今后的生产过程,做到可根据试验设备的尺寸、处理量、操作参数和选别指标正确地判断和预测工业设备的相应参数和指标,必须正确地遵循相似理论,以生产设备为原型,依照一定的缩尺来设计和制造试验设备。通过对一些设备的模型试验相似原理的研究得知,原型和模型的比尺不能过大,即试验设备的尺寸不能过小,比尺过大时实际上将无法满足不同要求的相似条件。例如,从理论上讲模型最好是正态相似,也就是说,它的长、宽、高等尺寸应最好按同一比例缩小,实际上在许多情况下缩尺一大就做不到,其中一个很重要的原因是矿粒的尺寸不允许按比例缩小。因而对于为选厂设计提供依据的重选流程试验,目前一般倾向于半工业型的试验设备。

(1)超小规模试验设备 流程试验前可用一些处理量极小的设备做一些探索性试验,我们将其取名为超小规模试验,试验目的是观察矿物的解离状况和用重选法处理的可能性。最早期的此类设备为人工淘砂盘,只要其中含有足够量的重矿物则几克试样就可做试验,显然分离好坏与操作者的技巧有很大关系,能熟练地使用它的人并不多。当今受到人们注意的是震动淘砂盘,如莫兹莱(Mozley)淘砂盘。这实际上是一种斜置的震动溜槽,带两种盘面,10到100微米的试料适合于用平盘面,而100到2000微米的试料适宜于用夹角为 165° 的U型盘面,用类似于摇床上的曲柄机构传动。每次用料50~100克,预先润湿后给到接近盘面工端处,矿粒在震动作用下分层,冲洗水由上部给入,将上层轻矿物冲至尾部排出,机械运动则使底部的重矿物上移,中矿则分布于盘面尾部,选别约持续3~5分钟,停机后用洗水依次冲出重产品和中间产品,分别收集,称量,化验。

(2)重介质选矿试验设备 重介质选矿试验,通常是从密度组分分析(主要是重液和重悬浮液分离试验)开始。为了提供正式的设计依据,还必须进一步在模拟生产性设备结构和形式的连续性试验装置进行正式试验。

(3)跳汰机 金属矿选矿中,跳汰机主要用于处理 20~0.5 毫米的粗粒。目前国内实验室型跳汰机中应用最广的是 150×100 和 300×200 毫米的隔膜式,但各单位还保留了一些过去生产的或国外购进的设备,如 50×50 毫米的隔膜跳汰机,150×150 和 300×200 毫米的活塞跳汰机,以及尺寸较大的 300×300 毫米下动型圆锥隔膜跳汰机和 450×300 毫米上动型隔膜跳汰机。试制的还有对生产原型缩尺为 2 的梯型跳汰机。所有较小的设备适用于实验室小型试验和精选试验,较大的设备用于实验室流程试验或中间试验。

(4)摇床 摇床的有效选别粒度为 2~0.038 毫米。试验用摇床的规格大致分三类:1)长×宽约 1×0.5 米的小型试验摇床;2)长×宽约 2×1 米的半工业型摇床;3)长×宽为 4.5×1.8 米的工业型摇床。应用最多的是第二类。如果不是进行专门的设备试验,则不论使用哪种床头都是可以的。床面形式与工业设备类似,粗粒用带来复条的床面,细粒用刻槽床面。

(5)螺旋选矿机 螺旋选矿机的有效选别粒度为 2~0.075 毫米。实验室使用的是小尺寸的工业设备,直径 0.6 米左右。

(6)尖缩溜槽(扇形溜槽和圆锥选矿机) 尖缩溜槽可处理的物料粒度范围比螺旋选矿机宽,为 3~0.038 毫米。不论今后生产设备为扇形溜槽还是圆锥选矿机,实验室试验只能使用扇形溜槽,原因是圆锥选矿机处理量太大。常用的试验溜槽尺寸为:长 600×1000 毫米,给矿端宽 150×300 毫米,尖缩比(给矿端同排矿端宽度比)20 左右,倾角 15~19°。

(7)离心选矿机和皮带溜槽 离心选矿机是一种公认有效的矿泥粗选设备,最佳选别粒度为 38~19 微米。实验室最常用的设备尺寸为 $\phi 400 \times 300$ 毫米。皮带溜槽通常同离心选矿机配套,用于精选。工业设备尺寸为宽×长=1×3 米,试验设备仅宽度缩小,长度一般不改变。

(8)横流皮带溜槽 横流皮带溜槽最有效选别粒度为 40~20 微米。据称作业回收率可达 70% 以上,5~10 微米级的回收率亦可达到 50%。富集比达 20 以上。目前国内生产的试验溜槽尺寸为 700×1200 和 1200×2750 毫米两种。

四、重选工艺因素的考查

重选试验中需要考查和调节的工艺因素有以下几类:

(1) 负荷 : 即与给矿有关的因素 , 包括给矿量或体积负荷 , 给矿浓度和给矿压力(当给矿为压力流时) 等。

(2) 水量 : 包括给矿补给水、分级机和跳汰机等设备的筛下补给水以及流膜选矿过程中的冲洗水等。

(3) 介质和床层 : 如悬浮液的流变性质 , 跳汰机的床石组成和床层厚度等。

(4) 设备结构参数 : 跳汰机的结构参数一般由制造厂家确定 , 选矿工艺试验中一般不再调节 , 流膜选矿设备需调节的结构因素一般仅为坡度 ; 水力旋流器的结构参数则几乎全部是可调的。

(5) 设备运动特性参数 , 如大多数往复运动机构的冲程和冲次均是常需调节的主要操作因素。作回转运动的设备则需考查转速的影响。

(6) 作业时间。

五、重选试验结果的评价

除了品位和回收率等一般工艺判据以外 , 还常使用(1) 粒级回收率和(2) 分配曲线评估重选过程的效率。

粒级回收率是指分粒级计算的各个粒级的有用成分(如金属) 在各个产品中的回收率(即分配率)。借助粒级回收率可以判断不同设备对不同粒级的分选效率。

分配曲线是不同粒级(对分级作业) 或不同密度组分(对重选作业) 在粗和细或重和轻产品中分配率的图示。分配率 ϵ 可按下式计算 :

$$\epsilon = \frac{\gamma\beta}{\alpha} \% \quad (1-10)$$

式中 γ ——产品的产率 ;

α 和 β ——原矿和产品中某组分的含量。

由于分配率和回收率的概念本来就是一致的 , 因而其计算方法也是一致的。只不过计算回收率时含量指标(α 和 β) 是指金属或其他有用成分含量(按化验结果) ; 计算粒度分配曲线时 α 和 β 是指某一特定粒级在原矿和产品中的含量 ; 对密度分配曲线 , 则为某一特定密度组分在原矿和产品中的含量。

图 10-1-5 所示为某金刚石重介质选矿分配曲线 , 曲线上各点 , 代表各种密度矿粒在精矿中的分配率。在尾矿中的分配率曲线 , 图上未画出。它应是精矿分配曲线的倒影。在理想情况下密度大于分离密度 $\delta_p = \delta_{50}$ 的矿粒在精矿中的分配率应为 100% , 而密度小于分离密度的矿粒在精矿中的分配率应为零 , 只有密度恰好等于 δ_p 的矿粒的分配率应为 50%。实际分选过程中 , 分离密度是波动的 , 相应于分配率为 50% 处的密度仅代表着分离密度的平均值。波动幅度愈大 , 轻重矿粒相互混杂的中间密度愈宽 , 代表着分

选效率愈低,故常用“偏移距” E_p (分离密度平均偏移距离)度量分选效率:

$$E_p = \frac{1}{2}(\delta_{75} - \delta_{25}) \quad (1-11)$$

式中 δ_{75} 和 δ_{25} ——分配率为 75% 和 25% 处的比重值。

偏移距亦常称特龙普(Tromp)指标。

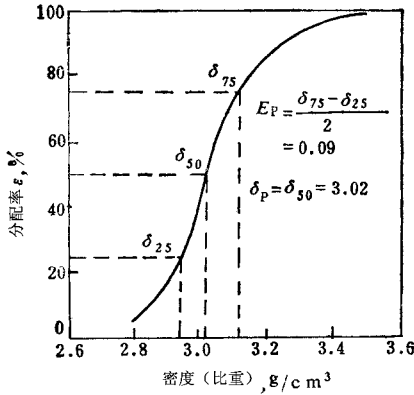


图 10-1-5 分配曲线

第四节 磁选和电选试验

一、磁选试验

磁选主要用于从矿石中回收或脱除磁铁矿和磁黄铁矿,以及在重介质选矿过程中回收硅铁等磁性介质,但亦常用于处理其他黑色金属矿石和有色、稀有金属重选精矿。除此以外,在陶瓷和玻璃材料的准备、冶金产品的处理、工业和生活废渣中钢铁的回收、污水和废气净化等方面,磁选亦有其广泛的用途。我国富产的弱磁性铁矿物,如赤铁矿,可在磁化焙烧后用弱磁场磁选机选别,亦可直接用强磁场磁选机选别。

磁选是按照矿物磁性分离矿物,因而试验工作一般从磁性分析开始,然后再在实验室磁选机中做工艺性试验。

1. 矿石的磁性分析

磁性分析包括比磁化率测定和磁性矿物含量测定两部分,后者亦称磁性组分分析,类似于重选中的密度组分分析。

比磁化率测定方法可参看本手册磁选篇。按比磁化率 χ 的大小可将矿物分为三类：(1)强磁性矿物，如磁铁矿和磁黄铁矿， χ 大于 $35 \times 10^{-6} \text{米}^3/\text{千克}$ ；(2)弱磁性矿物，如赤铁矿、黑钨矿和钽铁矿等， χ 为 $(7.5 \sim 0.1) \times 10^{-6} \text{米}^3/\text{千克}$ ；(3)非磁性矿物，如白钨矿、锡石、方铅矿和石英等， χ 小于 $0.1 \times 10^{-6} \text{米}^3/\text{千克}$ 。

磁性组分分析一般使用磁选管和弗朗兹(Franz)型磁力分析仪等专用磁性分析装置。

(1)磁选管 如图 10-1-6 所示，适用于测定细粒物料中强磁性矿物的含量。试验装置主要由电磁铁 1 和以 $40 \sim 45^\circ$ 倾角斜置于磁极间的玻璃分选管 3 组成，后者用滑架 2 支承，电动机通过传动装置带动分选管作往复上下移动和左右转动。试验时首先打开进水管 4，向管内加水到高出磁极头约 10 厘米处，接通直流电源，调节励磁电流强度到规定值，开动传动装置，然后称取若干克试料，置小烧杯中润湿后徐徐给入分选管中。试样加完后自管上端放细水流冲洗，同时打开下面的排水管使管内水面保持一定。此时磁性矿粒在磁场的作用下被吸附在磁极附近的管内壁上上下下滑动，非磁性颗粒则缓缓下落并随洗水从下部管口排出。玻璃管的上下移动和左右回转有利于清除夹杂于磁性颗粒中的非磁性颗粒。一般在连续冲洗 5~15 分钟后，就不再有矿粒随水流出，表明分选已经終了。此时可切断电流，放出磁性矿粒。最后将磁性产品和非磁性产品脱水，烘干，称量，并在必要时送化学分析，据此算出矿石中磁性矿物的含量以及有用元素在两种产品中的分布率。试料粒度取决矿石嵌布特性和试验要求，但不宜大于 0.5~1 毫米，磁选管的最高磁场强度可达 240 千安/米。

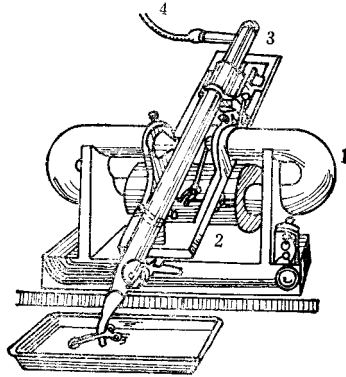


图 10-1-6 磁选管

(2)磁力分析仪 如图 10-1-7 所示，适用于干式和湿式分析物料中弱磁性矿物的含量，主要由铁芯 1、磁极头 2、励磁线圈 3、电振分选槽 4、电磁振动器 7 和支架 8 组成。分选槽有三种：干式分离用的带振动器的分选槽和快速分选槽，以及湿式分离用的玻璃分选管，最常用者是第一种。9 是手轮，有两个，分别用于调节分选槽的纵向和横向坡度。

应用带振动器的分选槽进行干式分选时,试料由给料斗 5 流入分选槽中,在振动状态下逐渐由首部向尾部流动,并在磁力和重力的综合作用下按磁性分流成左右两条试料带,分别流入两个接料容器 6 中。如果磁力分析仪中的磁极头形状设计成极间间隙中各处 $H_{grad}H$ (H - 磁场强度)相等,就叫做“等磁力分析仪”。在等磁力磁场中,矿粒的分离精度高,分离结果不受粒度组成的影响。试验时最好先用副样探索分选条件,包括励磁电流强度、振动器振动强度,分选槽的纵向和横向坡度等。采用不同的励磁电流强度,就可得到具有不同比磁化率的磁性组分。

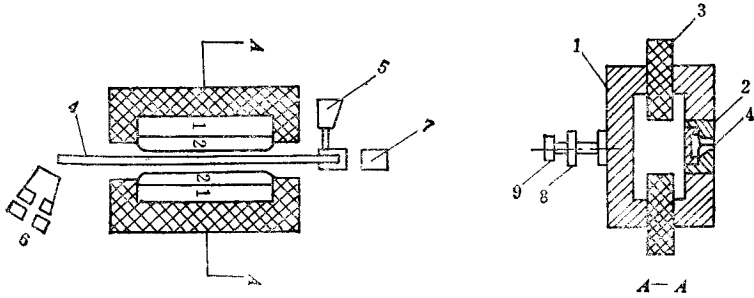


图 10-1-7 磁力分析仪

磁性组分分析结果的处理方法与密度组分分析类似。例如,可根据原矿的磁性分析结果绘出磁选可选性曲线,可根据选矿产品的分析结果绘出磁性组分在磁选产品中的分配曲线。

2. 磁选工艺试验

磁选工艺试验的任务是,研究矿石的可选性,确定矿石的入选粒度、选别流程和条件,以及可能达到的工艺指标。

试验通常是在磁性分析的基础上进行。强磁性矿物,用弱磁场磁选机回收,磁场强度一般小于 $100 \sim 250$ 千安/米,弱磁性矿物须用强磁场磁选机选别,磁场强度通常为 $0.5 \sim 10$ 兆安/米。磁选流程一般比较简单,但也应包括粗、精和扫选作业,必要时须考虑采用阶段磨选流程。在试验过程中须根据分离情况调节各项工艺参数,包括给矿粒度、给矿速度、磁场强度和补给水量等。磁场强度通常靠改变励磁电流强度的方法调节,有时磁极间的工作间隙的大小也是可调的,但这时磁场强度和磁场梯度将同时发生变化。

实验室用磁选设备的结构与工业设备类似,只是尺寸较小,且易于调节。

(1) 强磁性矿石磁选试验

强磁性矿石,主要是指磁铁铁矿石,试验流程取决于矿石的嵌布粒度。嵌布粒度粗的先要考虑采用干式磁选或干湿联合磁选流程的可能性。干式磁选前通常须分级。我国常见的细粒嵌布贫铁矿,除非是在缺水地区,一般均采用湿式磁选法。试验时需要确

定选别段数和各段的磨矿细度。一般采用 1~2 段磨选流程,要求生产高纯精矿时可能需要增加选别段数,一般采用鼓式磁选机做主要选别设备,磁力脱水槽做辅助设备。磁力脱水槽可在磁选前用来排除部分尾矿和细泥,磁选后对精矿起浓缩和提高品位的作用。磁选精矿一般不需要进行多次精选。

(2) 弱磁性矿石湿式强磁选试验

弱磁性铁矿石磁选试验可采用两个方案(1)磁化焙后磁选法,这时的磁选方法与强磁性矿石相同,关键是要做磁化焙烧试验,这点我们将在下一专题中讨论(2)强磁场磁选法,试验程序与弱磁性矿石相似,即先做磁力分析,判断矿石采用强磁选的可能性,并据此确定入选粒度,再根据矿石入选粒度和矿物磁性,选择选矿流程和试验设备。

①湿式强磁力分析仪 亦可看作是分批操作的实验室用湿式强磁选机,是我国吸收国外琼斯和埃里兹型磁选机的某些特点试制的小型试验设备,湖北探矿仪器厂和天津矿山仪器厂均有生产,型号分别为 XCSQ—50×70 和 XCQS—79。湖北产设备构造如图 10-1-8 所示。分选箱一般由五块纯铁制成的齿板和两块铝质挡板组成。齿板高 170 毫米、宽 80 毫米。最高磁场强度为 1840 千安/米。有效分选粒度 1~0.038 毫米,设备标称处理量 4~5 千克/时,可同时分出精、中、尾矿三个产品。此设备已为国内大多数选矿试验单位试用,可以满足强磁场磁力分析和评价可选性研究工作的需要。

②仿工业型实验用湿式强磁选机 为选矿设计服务的强磁选试验,需要用较多的矿样,采用仿工业型的强磁选机,进行系统的流程试验和条件试验,确定所选用强磁选机对所研究矿石的适用性,以及合适的选别流程和操作条件。因而工艺研究工作和往往同设备研制工作结合进行。我国许多选矿研究单位都研制过自己的湿式强磁选机。例如,长沙矿冶研究院设计制造了可供半工业试验用的仿琼斯型湿式强选机,转盘直径 1 米,最大磁场强度 1360 千安/米,可用来处理各种弱磁性铁矿石。

③高梯度磁选机 高梯度强磁选机是在普通强磁选机基础上发展起来的,磁场梯度(就钢毛介质而言)较普通磁选机高 10~100 倍,可达 8000×10^7 安/米²(10^7 高斯/厘米),这就为磁性颗粒提供了强大的磁力来克服流体阻力和重力,使微细弱磁性颗粒能被有效地回收,在高岭土提纯和水处理方面已获得工业应用。我国除了对高梯度磁选机的制造正积极进行研究以外,江苏地质矿产局测试中心和北京有色冶金设计研究总院中国矿业试验中心等单位还从国外引进了一些实验型高梯度磁选机,可供各方面研究工作使用。

(3) 弱磁性矿石干式强磁选试验

干式强磁选法,目前主要用于有色金属和稀有金属矿石重选粗精矿的分离。例如,可以在 640 千安/米(8000 奥)的磁场强度下使黑钨矿同锡石、白钨矿分离。常用的试验设备为电磁盘式和辊式强磁选机,试料粒度一般不得大于 3 毫米。

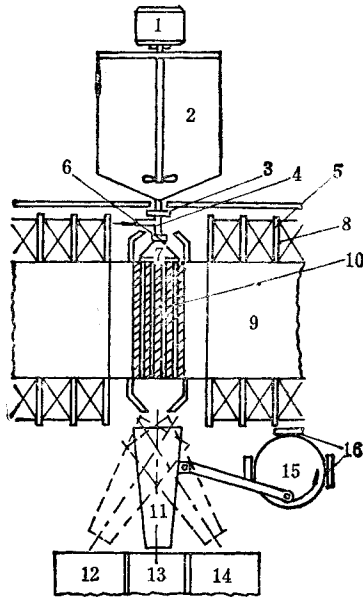


图 10-1-8 分批操作湿式强磁选机

- 1—搅拌器 2—搅拌桶 3—给矿阀 4—三通阀 5—冷却水套 6—扁嘴运动拉杆；
7—铜扁嘴 8—励磁线圈 9—铁芯 10—分选箱 11—承矿斗；
12、13、14—精、中、尾矿收集箱；15—偏心轮；16—微动开关

二、磁化焙烧试验

实验室磁化焙烧试验的目的仅在于确定采用磁化焙烧工艺的可能性和大致指标，并为下一步磁选试验提供试样，而焙烧工艺条件要在中间试验甚至工业试验时才能确定。

试验一般先在实验室型焙烧炉中进行。常用的有管状炉、坩埚炉、马弗炉以及实验室型竖炉、转炉和沸腾炉等。炉型根据试验深度和矿石性质，首先是粒度确定。试验中需要调节和考察的工艺因素为温度、气氛、粒度、时间、添加剂种类和用量以及空气过剩系数等。在实验室型管状炉中用煤气进行磁化焙烧的小型装置如图 10-1-9 所示。试样粒度一般为 3~0 毫米，试样重量视瓷管直径而定， $\phi 30 \sim 40$ 毫米的反应瓷管每次可焙烧 20~30 克试样，焙烧矿质量可用磁选管检查。如果要用磁选机做选别试验，就应选用瓷管直径为 100 毫米的大号管炉，此时每次焙烧矿量可达 500~1000 克。试验前应注意用氮气驱除瓷管中的空气。

还原焙烧效果可用焙烧产品中氧化亚铁与全铁含量比值百分数，即还原度评价，也可直接根据焙烧产品中磁性组分的含量判断。

三、电选试验

早期电选主要用于分离重选粗精矿,如锆石、金红石、钛铁矿和独居石,锡石和钽、铌铁矿,锡石和白钨矿。近年来应用范围逐渐扩大,已用于精选赤铁矿精矿、生产超纯铁精矿、分离长石和石英、选别磷矿石及金刚石粗精矿,并已成功地实现了钾盐电选的工业应用。

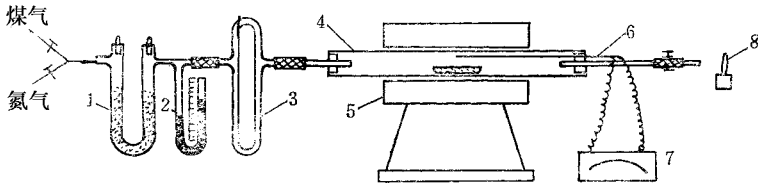


图 10-1-9 实验室还原焙烧装置

- 1—氯化钙干燥管 2—压力计 3—气体流量计 4—瓷管;
5—管状电炉 6—热电偶 7—高温表 8—煤气灯

矿物用电选法分离的可选性,可根据矿物的电性质,如介电常数、电阻、比导电度和整流性等判断。一般情况下,介电常数大于 $10 \sim 12$ 以上的属导体;电阻小于 10^6 欧的属良导体,等于 $10^6 \sim 10^7$ 欧的属中等导体,大于 10^7 欧的表明导电性很差。介电常数和电阻都可用来判断矿物用电选分离的可能性。比导电度是矿物在高压电极作用下偏离正常轨迹所需最低电压的相对值,可大致地估计其分选电压。矿物的整流性用来判断电极应带正电还是负电。例如,只能获得负电的矿物,叫负整流性,此时电极应带正电。

实验室电选试验,一般采用鼓式电选机。电选机所采用的电场有静电场、电晕电场和复合电场三种。目前应用最广的是复合电场电选机。电选机均带有高压装置,可将电压变至 $4 \sim 6$ 万伏甚至更高。有效分选粒度一般为 $1 \sim 0.075$ 毫米。选别前,试料必须按粒度分级,一般须预热,有时需加药剂进行表面处理。研究过程中要确定下列选别条件:试样的粒度、分级比、试样加热温度、表面药剂预处理方法和条件、圆筒的转速、电位差、电极间的距离及每米筒长的生产率。有时还要比较选择电场的类型、电极的形状、制造给矿槽和分选圆筒的材料。

为了探讨电选分离情况,可将分选筒下方承矿箱分成许多区域,以便分别接取具有不同电性的产品,分别计量和化验,并据此绘制可选性曲线,确定分离界限和选别指标。

第五节 浮选试验

一、概述

浮选是应用面最广的选矿方法,需研究的问题和影响因素也最多。在影响因素中许多是不受研究工作者主观控制的客观因素,如矿石特性、水的成分和环境温度等;另一些则是研究工作者可以调节控制的操作因素,如磨矿细度、矿浆浓度、矿浆 pH 值、药剂制度、调浆时间和强度,浮选机搅拌强度和充气量以及浮选时间等,选别效果随这些因素的变化都很敏感。因而许多矿体不仅在开发前,而且在投产后仍须继续进行浮选试验研究工作,直至矿体完全采完为止,当然,这些研究工作大多属于新药剂的应用和流程的变更,而很少进行设备的更换。

浮选科学的发展是迅速的,现已积累了足够的知识和经验供浮选试验人员拟定试验计划时参考,但极少能够直接根据文献记载直接选定工艺流程和条件。系统的试验是永不可少的,试验计划也必须在试验过程中不断地修正。

二、试验设备和技术

实验室浮选试验通常是由一系列分批次的单元试验组成,故常称“分批浮选试验”,以区别于在中间试验和工业试验装置上进行的连续性试验。

1. 试样的准备

考虑到试样的代表性和实验室小型磨矿机的效率,浮选试验粒度一般小于 1~3 毫米。原始试样可选用颚式破碎机根据所需破碎比分段或不分段破碎到约 6 毫米以下,然后在用振动筛闭路的对辊机中破碎到磨矿机给矿粒度。破碎过程应尽量避免粉尘的飞扬损失,特别是在粉尘的品位很高时。

若矿石中含有硫化矿物,特别是含有大量磁黄铁矿时,氧化作用对浮选试验结果可能会有显著的影响,因而试样应尽可能分期破碎,让大量的试样在较粗的粒度下贮存。在试样制备过程中,还应防止试样受污染,少量机油的混入就将妨碍浮选的正常进行。封存的试样,应放在干燥、阴凉、通风且不易被污染的地方,但即使这样,易被氧化的矿石也不宜于长期放置。

2. 磨矿

实验室浮选试验每份试样量一般为 500、1000 或 2000 克 相应地磨矿机的内壁尺寸为 $\phi 200$ 毫米上下者较合适 ,可准备一台较小的磨矿机供中间产品再磨用。机体形状以筒形较好 ,它既可以装球也可以装棒 ,长度与直径相同或稍长。国内还大量地使用 240×90 和 150×50 毫米两种规格的锥形球磨机 ,它的优点并不在于它的机体外形 ,而是因为整个结构设计得比较便于操作和节省体力。装球量以占磨矿机容积 40% 左右为宜。根据给矿粒度和产品粒度以及筒体尺寸选用 2 ~ 3 种不同尺寸的球 ,最小者可为 12.5 ~ 15 毫米 ,最大者可为 25 ~ 32 毫米。粗磨时可使大中小球个数相等 ,细磨时可使大中小球重量相等 ,一般则可介于其间。磨矿浓度按不少文献记载常为 50 ~ 67% 固体 ,相当于液固重量比等于 1:1 至 1:2 ,而作者却倾向于采用与现厂生产相近的浓度 ,例如 ,对一般中硬矿石为 75% 固体(液固比为 1:3)左右 ,在此情况下产品粒度较均匀 ,过粗颗粒较少 ;反之 ,若矿石含泥多和产品粒度极细或密度小时 ,须采用较低的浓度。在试样密度很大或很小时 ,也可改按体积浓度(固体体积占矿浆总体积)为 40 ~ 50% 计算磨矿水量。总之 ,应使矿浆粘稠度适中。

实验室采用分批开路磨矿 ,与工业上闭路磨矿相比 ,产品粒度特性不一致。一般来说 ,细粒级含量较高。因而有人宁愿使用棒磨 ,并用实验数据证明 ,实验室开路棒磨产品粒度分布比实验室开路球磨更接近于现厂闭路球磨。但这并没有考虑到 ,用分级机闭路的磨矿回路中 ,重矿物颗粒通常比其他矿物颗粒磨得细些。实验室棒磨机棒的尺寸一般为 12.5 ~ 25 毫米。

有时也可使浮选机规格小于磨矿机。在此情况下一次磨矿产品可供若干次浮选试验用 ,磨好的矿浆可用湿式分样器缩分为具有代表性的几份(目前天津矿山仪器厂已可生产此类湿式分样器)。由于浮选试验是序贯地进行的 ,因而各份试样的放置时间将不同 ,研究者须注意搁置时间对浮选的影响。研究现厂取来的矿浆试样 ,也有类似问题。

3. 擦洗

有时在浮选之前进行擦洗 ,可明显地提高有用矿物的可浮性 ,并改善浮选选择性。擦洗可在磨矿之后进行 ,也可不磨矿而只擦洗。擦洗可使用专门的实验室擦洗机 ,也可就利用浮选机在高浓度下(如 70% 固体)搅拌实现 ,还可利用实验室磨矿机 ,靠低速(如 10 转/分)回转擦洗 ,其中可装一些重量较轻因而只有擦剥而没有粉碎作用的材料。

擦洗对于制造玻璃用石英砂、铁矿石、磷矿石、钾盐以及其他易受矿泥影响的矿石的浮选具特别重要意义。因酸、碱以及表面活性剂可改善擦洗效果 ,但必须考虑到它们对后续的浮选作业的影响。

4. 浮选

实验室浮选机的主体部分是充气搅拌装置和槽体。国产浮选机型号有挂槽式和单槽式两种。挂槽式浮选机的搅拌装置为装在实心轴上的简单搅拌叶片,空气完全靠矿浆搅拌时形成的旋涡吸入。尽管目前生产的规格是从最小的5~35克到最大的2000克,实际上槽体较大者常感到充气量不足。单槽式浮选机的充气搅拌装置是模拟工业用机械搅拌式浮选机制成,它由水轮、盖板、十字稳流格板、竖轴和充气管等部件组成,并设有专门的进气阀门调节和控制充气量,其规格有0.5、0.75、1、1.5和3升5种,都带有自动刮泡装置,除3升的槽体是固定的金属槽以外。其余均用悬挂式有机玻璃槽。近年来国内外还在研制一些更精密的浮选机,可以自动测量甚至自动控制某些参数,如矿浆pH值、氧化还原电位、甚至加药量。

浮选操作包括搅拌调浆和充气浮选两个阶段。

实验室搅拌调浆通常就在浮选机内进行,应尽量避免空气的吸入,因为空气中的氧对浮选的影响有时也很显著。在不少情况下调浆的浓度、强度和时间对浮选效果影响不显著,因而使不少试验工作者忽视调浆这一环节;可是在许多场合下调浆条件却对药剂的作用效果和过程的选择性起决定性作用,细微粒浮选时还影响到絮凝作用的进程,因而决不可掉以轻心。

浮选时须注意控制泡沫。在实验室浮选机中最好的泡沫层厚度通常不小于20毫米。如果泡沫层厚度小于10毫米,就可能将矿浆带入泡沫产品中。泡沫体积的控制主要靠分段添加起泡剂来达到。有时需添加泡沫调整剂,这就不仅是为了控制泡沫的体积,而且也是为了控制泡沫的性能,如大小和韧度等。限制空气给入量,特别是浮选开始那一阵,也可用作控制泡沫体积的一种手段,但操作必须标准化。

浮选试验药剂的用量很少,因而通常需配成稀溶液后用吸量管添加,不溶于水的油类可用医用注射器按滴数添加,也可在添加或不添加乳化剂的情况下用乳化泵或搅拌式乳化器制成水乳液后添加。

浮选试验用水原则上最好就是今后生产用水,但一般不易做到,因而大多用自来水。若水质对浮选影响很显著,亦可先用蒸馏水和去离子水,等到确定了主要变数以后,再来变动水的成分。

浮选时需要控制的还有pH值和温度。矿浆pH值最好用电极可插入矿浆中的电pH计测量。大多数浮选是在环境温度下浮选,并不调节,但在某些情况下,特别是在用脂肪酸类捕收剂浮选时,温度的影响可能很显著。

浮选产品脱水、干燥后称重,然后取样送化验,并根据产品产率和品位计算金属回收率。

三、浮选工艺因素的考察

各种矿石的浮选方案和流程,对于一个具有足够理论素养和实践经验的选矿研究人员来说,并不难以预先选定,只是对一些复杂的矿石,可能需进行多方案比较。可是,为了使所选定的方案能够得到满意的或可资比较的结果,却必须仔细调节各项工艺因素,这往往需要耗费大量的时间。

寻找最优工艺条件的试验方法,可分为两大类,一类是传统的一次一因素法,另一类是基于数理统计原理的试验最优化方法,即所谓“试验设计”。一次一因素法的主要缺点是,当各因素间存在着显著的交互作用时,可能作出错误抉择。但若研究工作者能够凭借自己的理论知识和经验,通过预先试验初步选定各项条件,在对欲考查的因素进行变动时,其他因素均已保持在相对较优的水平上,则靠一次一因素法同样能获得满意的结果。

系统地考察工艺因素的试验,习惯上称为条件试验。浮选条件试验考察的项目包括:磨矿细度、矿浆 pH 值、抑制剂、活化剂、捕收剂及起泡剂等药剂的种类和数量、矿浆浓度、矿浆温度、浮选时间等。试验顺序也大体如此。

在通过预先试验找出了大体合适的可供作为条件试验起点的浮选条件后,一般即首先安排做磨矿细度试验,因为磨矿细度决定着浮选入选粒度。对矿物组成复杂的矿石,在其他条件确定后,需再次校核磨矿细度。因而也可以在一开始时不安排对比试验,而是根据矿石嵌布粒度特性,选择一个比目的矿物基本单体解离稍细一点的粒度磨矿,待其他条件试验做完后,再做磨矿细度试验。试验的具体做法是:取 4 份以上矿样,在相同条件下进行不同时间磨矿,然后分别浮选,比较其结果;同时平行地取几份试样,也在上述不同时间下磨矿,但将磨矿产品直接筛析,找出磨矿时间和磨矿粒度的关系。有时也可仅对结果较好的一、二个试点的试样进行粒度分析。选择试点时应注意使各点间磨矿细度而不是磨矿时间间距大致相等。试验后可绘制精矿品位和回收率同磨矿细度的关系曲线。若有用矿物颗粒共生关系简单,嵌布粒度较粗,就有可能在相当于有用矿物基本单体解离的磨矿细度左右,品位和回收率大致同时出现最高值;反之,就会出现二者难以兼顾的情况,这时应考虑是否需要阶段磨矿。

在泡沫浮选中,除矿物单体解离情况以外,矿浆 pH 值可认为是另一个决定性的因素。pH 值影响着矿浆表面性质、溶液中离子组成以及药剂同矿物间的作用。因而在药剂种类选定后,就应立即安排系统对比试验找出最优 pH 值。若药剂种类有变化,矿浆 pH 值的最合适值也会有变化。矿浆 pH 值通常通过加酸或碱来调节。除非所加调整剂对浮选过程还起其他作用,要求稳定控制的应是 pH 值本身,而不是酸或碱的量。

矿浆 pH 值、抑制剂用量、捕收剂用量和活化剂用量间,特别是前三项因素间常有较显著的交互作用,对它们须优先考虑是否有必要利用析因试验设计方法。

捕收剂用量,除了象其他药剂一样,可通过一组平行试验对比外,也可只通过一个试验,用分批加药的方法确定。但应注意到,在药剂总量相同的情况下,一次加药的效果和分批加药的效果并不一样。

其他工艺因素有时候需专门安排试验系统考察,有时则不必,须视具体情况而定。还有的可在操作中根据现象判断确定,如起泡剂用量。

四、开路和闭路流程试验

浮选条件试验主要是粗选试验,粗选尾矿就在原浮选槽中扫选,因而不必另行安排专门试验。粗选时刮出的粗精矿,需在小容积的浮选机中进行精选,目的是除去机械夹杂物,提高精矿品位。精选次数大多为 1~2 次,有时则多达 7 次,例如萤石、辉钼矿和石墨粗精矿的精选。在精选作业中通常不再加捕收剂和起泡剂,但要注意控制矿浆的 pH 值。在某些情况下需追加抑制剂,甚至要在精选前将粗选泡沫产品特别处理,解吸脱药。若粗精矿中含有大量连生体,就需要考虑再磨。再磨时一般采用小规格的磨矿机并使用 12.5 毫米直径的球。对于带有解吸和再磨的精选作业,需安排系统的条件试验,确定从解吸或再磨起的各项工艺因素的最优值。

精选次数和条件确定后,即可做一次全流程试验,验证各项指标。精选尾矿和扫选精矿均单独收集、称重和化验,故称之为开路流程试验。矿石共生和嵌布特性复杂的,须注意考虑这些中间产品的组成和连生特性。

实验室闭路试验,是在不连续的设备上模仿连续的生产过程,目的是考察中矿返回对选别条件和指标的影响。具体做法是,按照开路试验选定的流程和条件,接连而重复地做几个试验,但每次所得的中间产品均仿照现厂连续生产过程,给到下一试验的相应作业。随着试验的往下进行,其他药剂的用量一般不必变更,但捕收剂(特别是带起泡性能的捕收剂)和起泡剂的用量须适当减少,减少幅度与药剂性能和中矿返回量有关,一般为 10~30%。从第三个试验起可能会出现平衡,平衡后药剂用量就不要再动。试验达到平衡的标志是,精矿和尾矿的重量和所含金属量均不再继续增加。当然,在试验进程中只能根据精矿量判断。

若试验达不到平衡则说明中矿返回后得不到有效分选,为此须对它的组成和处理方法作进一步研究。

根据闭路试验结果计算最终浮选指标的方法有三:

(1) 将所有精矿合并算作总精矿,所有尾矿并作总尾矿,中矿单独再选一次,再选精

矿并入总精矿中,再选尾矿并入总尾矿中。

(2)将达到平衡后的最后 2~3 个试验的精矿算作总精矿,尾矿算作总尾矿,然后根据
 总原矿 = 总精矿 + 总尾矿

的原则反推总原矿的指标。中矿则认为进出相等单独计算。这与选矿厂设计时计算工业闭路流程物料平衡的方法相似(图 10-1-10)。

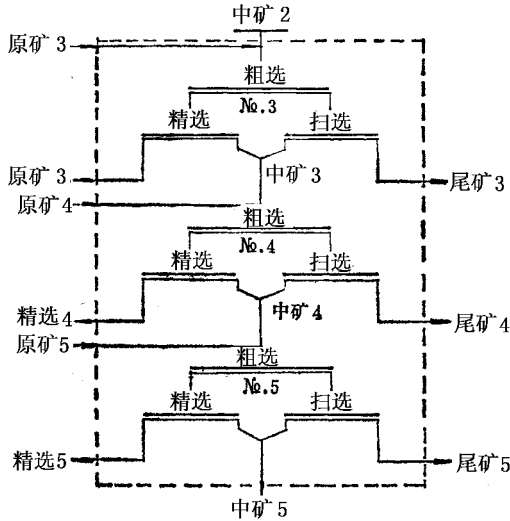


图 10-1-10 闭路试验计算示意图

(假定从第三个试验起即已达到平衡)

(3)取最后一个试验的指标作最终指标。

我们建议采用第 2 个方法,现将这个方法具体说明如下。

设试验序号为 $i, i = 1, 2, \dots, n$, 取最后三次,即第 $n-2, n-1, n$ 次试验结果的平均值作最终指标。用符号 W, γ, P, ϵ 分别代表重量、产率、金属量、回收率,足标 f_i, c_i, t_i, m_i 分别代表第 i 次试验的给矿、精矿、尾矿、中矿,它们的品位则按原习惯仍用 $\alpha_i, \beta_i, \vartheta_i, \beta_{mi}$ 代表。于是有:

每单元试验(后三次)平均精矿重量:

$$W_c = \frac{1}{3} \sum_{i=n-2}^n W_{c_i} \quad (1-12)$$

精矿产率:

$$\gamma_c = \frac{\frac{1}{3} \sum_{i=n-2}^n W_{c_i}}{\frac{1}{3} \sum_{i=n-2}^n W_{f_i}} \cdot 100 = \frac{\sum_{i=n-2}^n W_{c_i}}{\sum_{i=n-2}^n (W_{c_i} + W_{t_i})} \cdot 100, \% \quad (1-13)$$

精矿加权平均品位为：

$$\beta = \frac{\sum_{i=n-2}^n W_{ci} \cdot \beta_i}{\sum_{i=n-2}^n W_{ci}} \quad (1-14)$$

有用金属在精矿中的回收率：

$$\epsilon_c = \frac{\sum_{i=n-2}^n W_{ci} \beta_i}{\sum_{i=n-2}^n (W_{ci} \beta_i + W_{ti} \vartheta_i)} \cdot 100, \% \quad (1-15)$$

类似地可以算出尾矿的指标 γ_t 和 ϵ_t 中矿虽不参与平衡,但其 γ_m 和 ϵ_m 也是可以计算的,只不过应该注意到,我们得到的只有最后一次的中矿,而不是后三次试验的总中矿。

有人还采用另一种方法——不是将最后三个试验的金属量直接累计起来,而是按下式分别计算每一个试验的回收率：

$$\epsilon_{ci} = \frac{\beta_i (\alpha_i - \vartheta_i)}{\alpha_i (\beta_i - \vartheta_i)} \cdot 100, \% \quad (1-16)$$

式中 α_i 认为是不变的。若最后几个试验的 ϵ 值是相近的,就可直接取其平均值作最终结果。

第二章 选矿过程检测技术

第一节 选矿过程检测的内容与方法

一、检测的意义

检测是人类认识事物本质不可缺少的手段。通过检测可以使人们对事物获得定性和定量的概念,并从中发现事物的内在规律。没有精确的检测手段,便没有科学技术的发展。科学技术的发展与检测技术的发展是相辅相成的。现代的科学技术是离不开检测工作的,因此,使用先进的检测技术是科学技术现代化的重要标志。

选矿过程检测是了解和控制选矿过程的重要手段。选矿过程是一个复杂的、多参数、多变量的综合工艺过程,在这个过程中不仅存在着大量静态几何量的检测,如料位、液位、粒度等,而且随着生产技术的发展,还越来越多地进行着动态物理量的检测,如流速、流量、位移、浓度、温度、压力等。这些检测工作必须经常地、重复地进行,以便随时掌握工艺过程中各种因素的变化信息,进行适时地调节和控制,保持各种工艺因素稳定在规定的范围内,或使机械设备按规定的制度执行工作,把整个工艺过程控制在预定的操作条件下进行正常运转。保证各作业的产品达到规定的技术经济指标,使选矿过程优质高产,低消耗,发挥最大的经济效益。

选矿过程检测包括人工检测和自动检测。人工检测至今仍是我国大部分选厂的主要检测手段,如用浓度壶检查分级溢流浓度、选别作业矿浆浓度、浓缩产品和过滤给料浓度等,用筛子检查碎矿产品粒度、分级溢流粒度、选别产品粒度等,用化学分析方法检验

原料和产品的品位等。人工检测的精度受主观因素和方法因素的影响很大,每位操作工的素质和每种检查方法的精度之间都存在着差异,对准确调节和控制选矿过程都有一定影响。

随着科学技术的进步,电子工业的发展,各种检测仪表的出现,60年代我国部分选厂已逐步使用自动检测代替人工检测,尤其进入80年代以来,我国大多数选厂已局部采用自动检测技术,如电磁流量计、超声波粒度计、 γ 射线浓度计、电子皮带秤、同位素在线品位分析仪等已用于生产。自动检测的主要优点:能够消除主观因素对选矿过程的影响,显著地缩减操作工人数量,增大多机看管的可能性,能够获得工艺因素变化的可靠信息,反映过程进行和设备运转的情况,及时指导人工调节或自动调节生产过程,能够遵守工艺过程规定的操作制度,从而提高选厂的技术经济指标和生产率,节省原料和药剂消耗。

二、检测的内容

选矿过程检测的目的是对工艺过程取得定量的结果和数学上的表征,为控制生产过程提供可靠的依据。

选矿过程检测的内容决定于选矿方法,也决定于选矿工艺流程,重选厂、浮选厂和磁选厂的工艺过程不同,其可检参数也是有差异的,但最主要的检测项目则是共同的。如必须对原料及产品重量、料位及液位、产品粒度、矿浆浓度、矿浆流量、矿浆流速、原料及产品的品位等进行检测。具体检测的内容如表10-2-1所列。

表 10-2-1 选矿过程检测内容

过 程	选 煤 厂	选 矿 厂
粗 碎	1. 灰分 ;2. 入碎物料中过大块含量 ;3. 金属物	1. 矿量 ;2. 仓中料位 ;3. 入碎及碎后产品粒度 ;4. 金属物 ;5. 磁铁矿含量 ;6. 碎矿机堵塞
中细碎		1. 矿量 ;2. 仓中粒位 ;3. 粒度 ;4. 碎矿机生产率
磁 选		1. 生产率 ;2. 磁铁矿含量 ;3. 粒度 ;4. 浓度
浮 选	1. 给矿量 ;2. 浓度 ;3. 灰分 ;4. 药剂用量 ;5. 液面	1. 给矿量 ;2. 泡沫和矿浆面 ;3. pH ;4. 药剂浓度和用量 ;5. 离子成分 ;6. 温度 ;7. 产品品位 ;8. 泡沫强度
脱水、过滤	1. 水分 ;2. 灰分 ;3. 滤液的固体含量、过大粒子 ;4. 液面 ;5. 压力 ;6. 真空度 ;7. 助滤剂浓度和用量	1. 矿浆浓度 ;2. 水分 ;3. 过滤机液面 ;4. 真空度 ;5. 矿量 ;6. 助滤剂浓度及用量
浓 缩	1. 浓度 ;2. 溢流浊度	1. 浓缩机桁架过载 ;2. 产品浓度、密度 ;3. 溢流浊度 ;4. 澄清液面高度 ;5. 凝聚剂用量
离心脱水机	水 分	

过程	选煤厂	选矿厂
干燥	1. 处理量 2. 水分 3. 温度 4. 空气消耗量	1. 处理量 2. 水分 3. 温度
磨矿和分级	1. 煤进入筛子的量 2. 筛上混杂量 3. 筛下混杂量	1. 入料粒度及粒度组成 2. 按指定粒度计的生产率 3. 矿量 4. 分级溢流浓度 5. 分级溢流密度 6. 磨矿机充填率 7. 分级产品粒度组成 8. 循环负荷量
跳汰	1. 入料量及产品量 2. 重产品的混杂 3. 灰分 4. 水分 5. 粒度 6. 床层松散度 7. 循环水(流量、固体含量) 8. 压缩空气(流量、压力)	1. 筛下水量 2. 产品密度(或重产品的混杂) 3. 床层厚度及松散度
重介质	1. 轻、重产品的混杂 2. 密度 3. 粘度 4. 液面 5. 选分介质(介质损失量、密度、泥化度) 6. 浓度	1. 入选量 2. 密度 3. 粘度 4. 产率 5. 金属含量(品位)

三、检测方法分类

检测方法对检测工作是十分重要的,它关系到检测任务是否能完成。因此,要针对不同检测任务的具体情况,进行认真的分析,找出切实可行的检测方法,然后,根据检测方法,选择合适的检测技术工具,组成检测系统,进行实际检测。反之,如果检测方法不对头,即使选择的技术工具(有关仪器、仪表、设备等)再高级,也不会有好的检测结果。

对于检测方法,从不同的角度出发,有不同的分类方法。按检测手续可分为:直接检测、间接检测和联立检测;按检测方式可分为:偏差式检测、零位式检测和微差式检测。除此之外,还有许多其他分类方法,例如,按检测敏感元件是否与被测介质接触,可分为接触式检测和非接触式检测;按检测系统是否向被测对象施加能量,可分为主动式检测与被动式检测等。

1. 直接检测、间接检测和联立检测

(1)直接检测 在使用仪表进行检测时,对仪表读数不需要经过任何运算,就能直接表示检测所需要的结果,称为直接检测。例如,用磁电式电流表检测电路的某支路电流,用弹簧管式压力表检测锅炉压力等。直接检测的优点是检测过程简单、迅速,缺点是检测精确度不很高。这种检测方法是工程上大量采用的方法。

(2)间接检测 在使用仪表进行检测时,要分别测出几个被测量的值,然后,依一定的物理定律,将检测值代入一定函数关系,经过计算得到所需要的结果,称为间接检测。这时被测物理量不能立即由一次简单测量求得,因为它是几个被测物理量的函数,因此,必须将这几个被测量测出以后,代入有关公式,经计算得到最后结果。间接检测多用于科学实验中的实验室检测,工程检测中有时也应用到这种检测方法。

(3)联立检测(也称组合检测) 在应用仪表进行检测时,被测物理量必须经过求解

联立方程组,才能得到最后结果,即是将直接检测的数据代入公式,构成一组联立方程,这样的检测称为联立检测。在进行联立检测时,一般需要改变测试条件,才能获得一组联立方程所需要的数据。

例如,标准电阻线圈电阻温度系数的检测。对于电阻线圈,它的电阻值 R_t 与温度 t 之间的关系,由下式给出: $R_t = R_{20} + \alpha(t - 20) + \beta(t - 20)^2$,式中, α 、 β 是电阻线圈的电阻温度系数, R_{20} 是电阻线圈在 20°C 下的电阻值。

为了测出电阻线圈的 α 、 β 值,只有改变测试的温度条件,在三种温度 t_1 、 t_2 、 t_3 下,分别测出对应的电阻值 R_{t_1} 、 R_{t_2} 、 R_{t_3} ,然后代入上述公式,才能得到一组联立方程:

$$R_{t_1} = R_{20} + \alpha(t_1 - 20) + \beta(t_1 - 20)^2$$

$$R_{t_2} = R_{20} + \alpha(t_2 - 20) + \beta(t_2 - 20)^2$$

$$R_{t_3} = R_{20} + \alpha(t_3 - 20) + \beta(t_3 - 20)^2$$

解联立方程后,可求得 α 、 β 和 R_{20} ,从而得到最后所需要的结果 α 和 β 值。

2. 偏差式检测法、零位式检测法与微差式检测法

(1) 偏差式检测法 在检测过程中,用仪表指针的位移(即偏差)决定被测量的方法,称为偏差式检测法。应用这种方法进行检测时,标准量具不装在仪表内,而是事先使用标准量具对仪表刻度进行校准,然后,在测量时,输入被测量,按照仪表指针在标尺上的示值,决定被测量的数值,它是以间接方式实现被测量与标准量的比较。例如,用磁电式电流表检测电路中某支路的电流,用磁电式电压表检测某电气元件两端的电压等。采用这种方法进行检测,检测过程比较简单、迅速,但是,检测结果的精确度较低。这种检测方法广泛地用于工程检测中。

(2) 零位式检测法(又称补偿式或平衡式检测法) 检测过程中,用指零仪表的零位指示,检测测量系统的平衡状态,在测量系统达到平衡时,用已知的基准量决定被测未知量的检测方法,称为零位式检测法。应用这种方法进行检测时,标准量具装在仪表内,在检测过程中,标准量直接与被测量相比较,检测时,要调整标准量,即进行平衡操作,一直到被测量与标准量相等,即指零仪表回零。

(3) 微差式检测法 微差式检测法是综合了偏差式检测法和零位式检测法的优点而提出的检测方法。这种方法是将被测的未知量与已知的标准量进行比较,并取得差值,然后用偏差式检测法求得此差值。应用这种方法检测时,标准量具装在仪表内,检测过程中,标准量直接与被测量进行比较,由于二者的值很接近,因此,检测过程中不需要调整标准量,而是需要测量二者的差值。

设: N 为标准量, X 为被测量, Δ 是二者之差,很显然,关系式 $\Delta = X - N$ 成立,经移项后,变成 $X = N + \Delta$,即被测量是标准量与偏差之和。

N 是标准量,其误差很小,由于 $\Delta \ll N$,因此,可选用高灵敏度的偏差式仪表测量 Δ ,即使测量的准确度较低,但是,因为 $\Delta \ll x$,故总的测量准确度仍然很高。

第二节 粒度检测

一、粒度及粒度分析

粒度是表示粒子大小的量度,它通常以“直径”表示之,选矿过程中所处理的矿料,都是各种不同粒度矿粒所组成的混合物。矿粒混合物按粒度分成若干级别,这些级别就叫做粒级。矿粒各粒级的相对含量叫做粒度组成,测定矿料的粒度组成或粒度分布等直接或间接了解矿料粒度特性的测量工作,叫做粒度检测。

粒度检测是一项很重要的工作,在许多工业部门都经常用到,如水泥工业、化学工业、冶金工业、煤炭工业、陶瓷工业、农业土壤以及食品加工等部门,都存在着粒度检测的问题,在选矿过程中更是一项不可缺少的检测项目,原矿、中间产品、精矿和尾矿都经常需要进行粒度检测。

粒度的表示方法原则上可分为三种,即当量球直径、当量圆直径及统计学直径,如表 10-2-2、表 10-2-3 和图 10-2-1 所示。

表 10-2-2 当量球直径

名称	球的当量直径	符号
1. 体积直径	颗粒有相同体积	X_v
2. 表面积直径	颗粒有相同表面积	X_s
3. 受阻直径	在相同流体中以相同速度运动时,颗粒受相同阻力	X_d
4. 比表面直径	颗粒具有相同比表面	X_{st}
5. 自由沉降直径	在相同流体中,颗粒具有相同的自由沉降末速	X_f
6. 斯托克斯直径	在 $R_{rel} < 0.2$ (斯托克斯范围)内,颗粒具有相同的自由沉降末速	X_{st}
7. 筛分直径	颗粒通过相同的筛孔	

表 10-2-3 当量圆直径分类

名称	圆的当量性质	符号
1. 投影面积直径	颗粒稳定位置的投影面积相等	X_a
2. 投影面积直径	颗粒随机位置的投影面积相等	X_p
8. 周长直径	颗粒投影的轮廓周长相等	X_c

对于规则形状的颗粒,其表面积与线性尺寸的平方成正比。而体积则与线性尺寸的立方成正比。

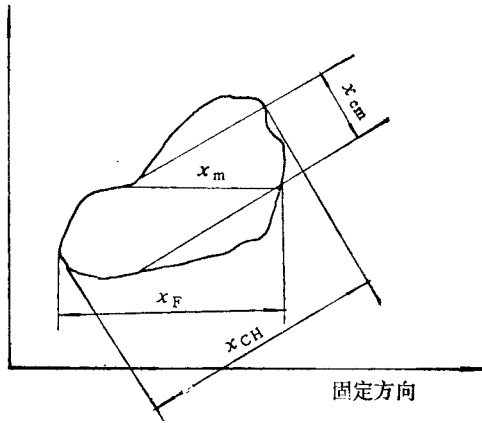


图 10-2-1 统计学直径示意图

- x_F ——费里特 (Feret) 直径,是颗粒相对边上与固定方向相垂直的两根切线之间的距离;
- x_m ——马丁 (Marttn) 直径,是平行于固定方向、把颗粒投影面积分成相等的两部分的线段的长度;
- x_{CH} ——最大弦直径,是颗粒最长的线性尺寸;
- x_{cm} ——最小弦直径,是颗粒最短的线性尺寸

粒度分布 选矿产品的颗粒极少是窄级别的,更不是均一的,大部分情况是宽级别的连续分布,即一般是由 $d_{最大}$ 趋近于零。因此,粒度检测既包括对单个颗粒的检测,更主要的是对连续粒群的检测。故称为“粒度分析”。

粒状物料的粒度分布可以有两种表示方法,即频率分布及累积分布,如图 10-2-2 所示。

由图 10-2-2 的频率曲线可见,曲线下的面积就是各粒级的总产率,即 100%,而由任意 $x \sim (x + ds)$ 组成的小面积(图中的阴影部分)就是 $x \sim (x + ds)$ 粒级的产率,其近似值为 $f(x)dx$,因此, $F(x') = \int_0^{x'} f(x)dx$ (见图中累积曲线),亦即若已知频率分布曲线函数为 $f(x)$,累积分布曲线便可求知,而实际上,累积曲线总是平滑的,而频率曲线则不容易是平滑的,所以必须用微分法求颗粒的频率分布,

$$\text{即} \quad f(x) = dF(x)/dx \quad (2-1)$$

$f(x)$ 及 $F(x)$ 都是表征物料粒度组成的函数,由于选矿产品的粒度特征具有一定的规律性,所以可以设法把产品的粒度分布拟合为一些解析函数。

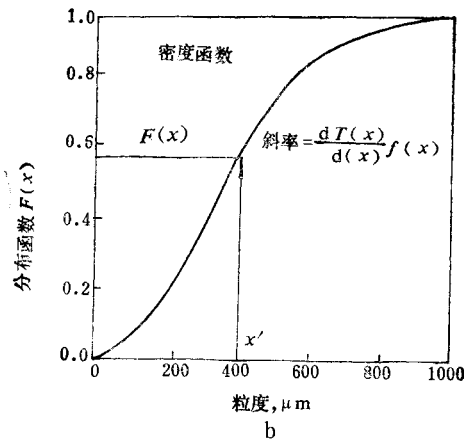
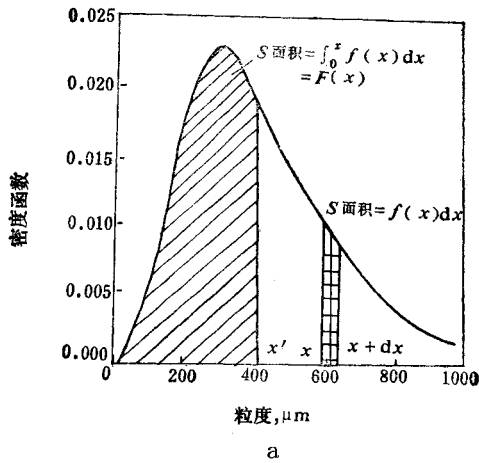


图 10-2-2 频率分布与累积分布

a—频率分布 b—累积分布

二、沉降天平

日本岛津出产的粒度分布测定仪,就是根据斯托克斯法(斯托克斯直径),以颗粒在适当液体介质中沉降时颗粒粒度和沉降速度之间存在的关系为依据,测定颗粒的粒度分布。悬浮液的密度变化用一精密的天平(比重平衡法)测定,同时指示和记录下来,由此可以直接显示出颗粒的粒度分布。

1. 工作原理

(1) 沉降法原理

当颗粒在液体介质中沉降时,它的沉降速度(末速度)用下面的斯托克斯公式表示

$$v = \frac{H}{T} = \frac{2g(\rho_f - \rho_s)r^2}{g\eta} \quad (2-2)$$

式中 v ——沉降速度 cm/s ;
 H ——沉降距离 cm ;
 T ——沉降时间 s ;
 g ——重力加速度 cm/s^2 ;
 ρ_s ——液体介质密度 g/cm^3 ;
 ρ_f ——粉体的密度 g/cm^3 ;
 η ——液体介质的粘度 $\text{g/cm}\cdot\text{s}$;
 r ——颗粒的半径 cm 。

因此,如果颗粒沉降距离 H 的时间 T 已知,颗粒的半径 r 就可求得。

如果颗粒间没有相互干涉,这个公式就可用于颗粒群的沉降,因此,颗粒直径的大小及粒度分布也能确定。

(2) 本仪器的原理

本仪器利用公式(2-2),从含有参数 T 的 H 与 r 间的关系决定粉体的粒度分布。

从式(2-2)得

$$r = \sqrt{\frac{g\eta}{2g(\rho_f - \rho_s)T}} \sqrt{H} \quad (2-3)$$

如果 $T = \text{常数}$

$$r = K \sqrt{H} \quad (2-4)$$

这里

$$K = \sqrt{\frac{g\eta}{2g(\rho_f - \rho_s)T}} \quad (2-5)$$

从式(2-4)知道,密度相同,半径不同(r_1, r_2, \dots, r_n)的颗粒群均匀分散在介质中时,放置某些时间(例如 $T = T_1$),半径为 r_1, r_2, \dots, r_n 的颗粒则沉降相应的距离为 H_1, H_2, \dots, H_n 。

在这样的液体介质(即悬浮液)中,对应于不同的沉降距离,有不同的密度差异,这就是粉体粒度分布的信号积累。所以,用指出和测定这种密度差异的办法,就能获得颗粒的粒度分布。

图 10-2-3a、b、c、d 表明了沉降距离 H 和悬浮液浓度间的关系。

2. 结构构成

本仪器结构分为三部分。仪器的方框图见图 10-2-4,并简单说明如下。

(1) 密度差测定系统

这部分由天平和一个密度差测定放大器组成,在液体介质中,密度的变化作为密度差进行检测(即只把液体介质的密度和含有分散样品悬浮液的密度,用两个沉锤来加以比较)并加以放大。

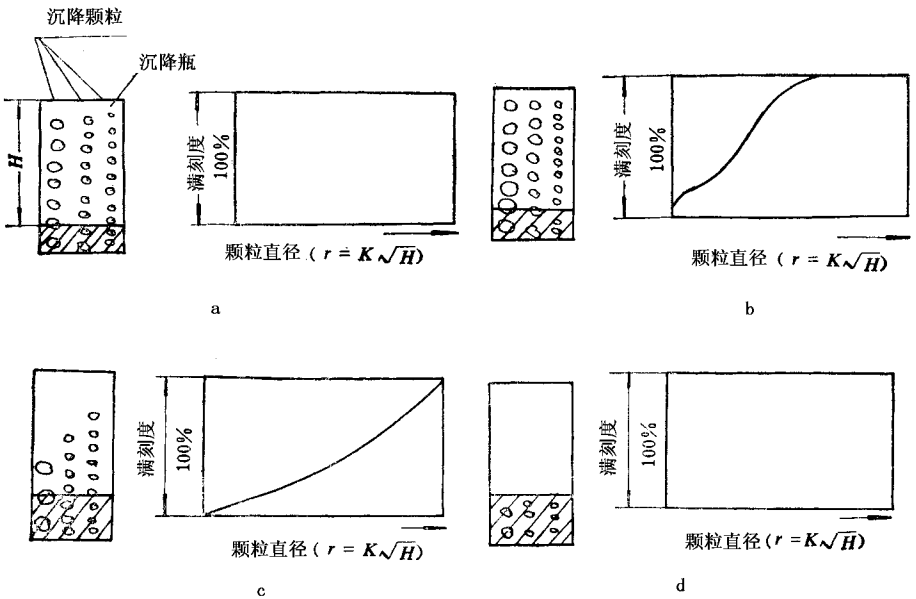


图 10-2-3 沉降距离 H 与悬浮液浓度间的关系

$a - T = 0$; $b - T = T_1$; $c - T = T_2$; $d - T = \infty$

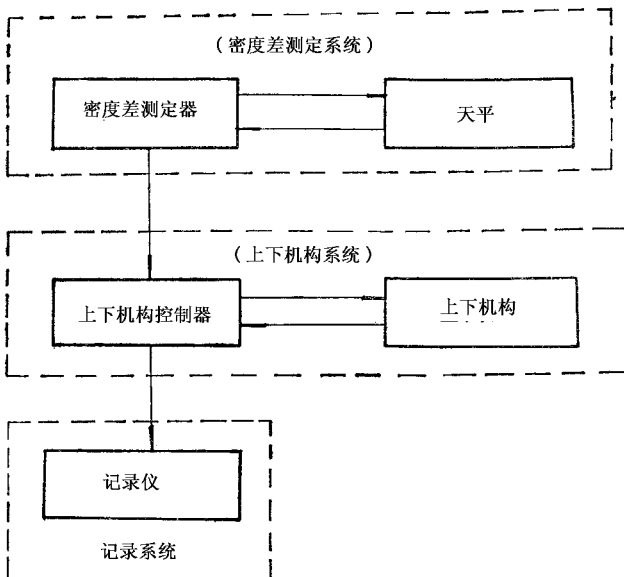


图 10-2-4 全仪器方框图

这部分的方框图示于图 10-2-5 中。

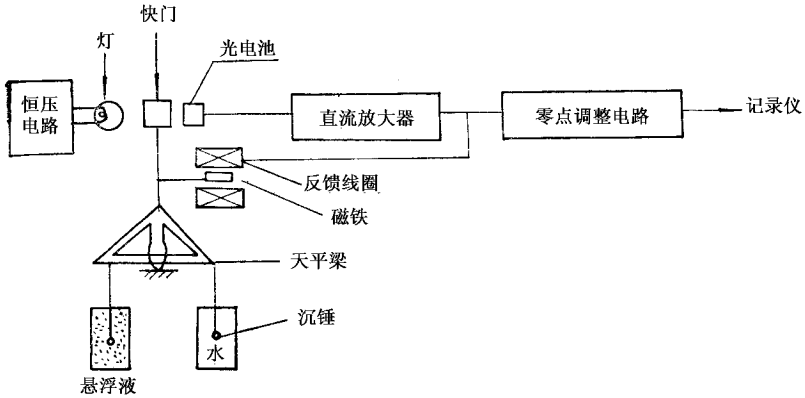


图 10-2-5 密度差测定系统方框图

由 A2 型半微量天平(称重 200 克,最小读数 0.1 毫克)改装的天平,是一个以蓝宝石为刀座,红宝石为刀刃的等臂天平。

液体介质和悬浮液分别充满在两个沉降瓶中,如果它们之间的密度有差异,那么悬挂在天平梁两端的两个沉锤受到浮力的差异就会引起天平偏转。这个偏转由联接在差动端的两个光电池检测出来,得出与天平臂偏转成比例的输出信号。

此信号由直流放大器放大后,又返回到装在天平臂上的反馈线圈中。

反馈线圈是在一永久磁铁的磁场中,因此,在电磁力的作用下,天平臂又回复到原来的位置。

由于进入反馈线圈的反馈电流与电磁力成比例,记录下此电流,密度变化就能记录和指示出来。

(2) 记录仪

这个仪器的输入就是密度差测定放大器的输出,在表格纸的横轴上,直接以百分比记录了颗粒的粒度分布,纸上的竖轴表示颗粒的半径。该仪器有一自动向前进的机构,其驱动记录纸始终同步进行测量。

这部分的方框图如 10-2-6 所示。

(3) 上升和下降机械系统

测量在各自位置上的液体介质与单独放置某些时间的悬浮液之间的密度差,将在天平臂两端向下悬挂两个重球,将它们沉没到沉降瓶中,使沉降瓶上下运动,与瓶中的重球作相对运动。

驱动用一同步电动机,沉降瓶以恒速运动。微动开关继电器用以检测位置和控制上下运动,并有一指示灯指示其位置。

此系统的方框图示于图 10-2-7 中。

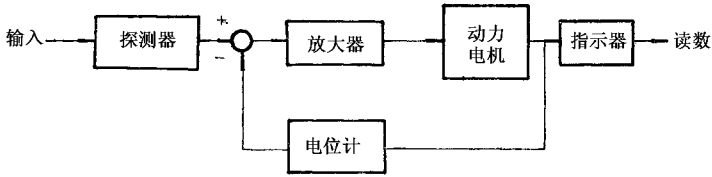


图 10-2-6 记录仪方框图

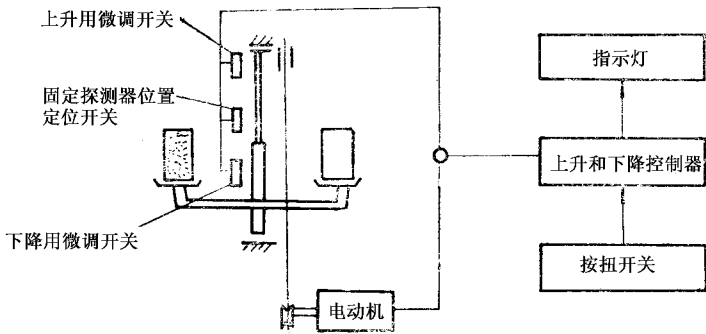


图 10-2-7 上升和下降机构方框图

3. 应用特性

此仪器的应用特性如下：

(1) 此仪器用以测定微细颗粒的粒度分布，它根据斯托克斯的沉降方法，原理简单，性能良好。

(2) 用以测定的是一种独特的方法（比重平衡法），特别是对微细颗粒非常有效。

另外，用 3A2 型半微量天平（精度 0.02 毫克）作为测定天平，能得出非常稳定的输出（信号）。

(3) 直接自动记录累积粒度分布曲线，粒度分布立刻可见，优点突出。

(4) 完全不需要进行数据分析，这就意味着不会因操作者的不同而产生误差，省时，省力。

(5) 样品准备很简单，因为其与传统的方法一样，由操作者在沉降瓶中制成悬浮液。

(6) 一个试样的测定时间很短，大约 30 秒钟（除沉降时间外）。如果事先在许多沉降瓶中都准备好悬浮液，就能够缩短测定时间，因而大大增加了仪器的测定能力。

(7) 在传统的仪器中，测定微粒的粒度是在恒温系统下进行的。而这种仪器很容易控制温度，因为在沉降期间，沉降瓶可放置在设备的外部。

(8) 这种仪器的测量方法是根据电—磁力平衡法，其具有高的电行为。同时，因为偏

转很小, 这样不会干扰颗粒在悬浮液中沉降。

(9) 光电元件用于检测天平的偏转, 因此, 某些可燃试料也可测量。

(10) 记录采用高效自动平衡记录器, 连续记录密度分布, 这种仪器还带有能开始和终止测定颗粒直径记录的自动机构, 用于连续测定非常方便。

三、光电扫描粒度分析仪

图 10-2-8 为我国丹东生产的光电扫描粒度分析仪。

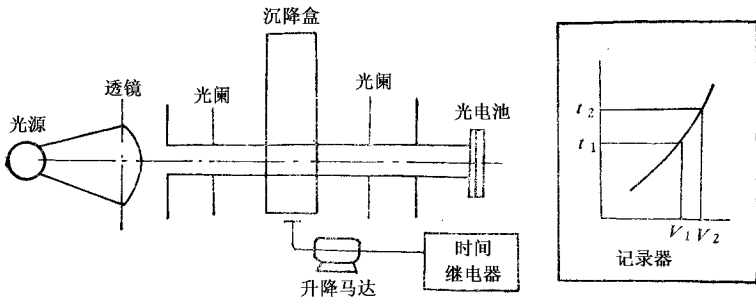


图 10-2-8 光电扫描粒度分析仪示意图

这种分析仪的光束通过宽 15~20 毫米, 高 1~1.5 毫米的光阑孔呈片状光射至沉降盒, 沉降盒高约 150 毫米, 厚度 12 毫米, 宽约 40 毫米。取欲分析的物料微量投入盛水的盒内, 充分搅动使之完全悬浮, 静止并开始测定。颗粒在盒内沉降, 入射光功率为 P_0 , 通过沉降盒后降为 P , 经出口光阑射至光电元件上转为电信号, 一般为电压信号 V , 利用记录笔记录在记录纸上, 构成 $t-V$ 曲线。

为了加速分析过程, 可以使光束和沉降盒作相对运动。若光束不动, 等速向下移动沉降盒, 则移动时间反映了缩短的沉降距离, 由于沉降距离缩短, 分析时间也缩短了, 若移动光束, 则构成光电扫描。

按照兰勃特-比尔(Lambert-Beer)定律, 光透过有色溶液时, 光的辐射功率将按对数关系衰减, 即

$$\lg \frac{P_0}{P} = aLC \quad (2-6)$$

式中 P_0 、 P ——射入溶液及从溶液中出来的光的辐射功率(辐射功率——光波在单位时间内传递的能量);

L ——溶液的厚度(光经过的长度);

C ——溶液的浓度;

a ——溶液中着色物质对光的吸收率, 它取决于光的波长(频率)及物质特性。

光通过悬浮液时,其能量要被悬浮粒子吸收,亦即要被消光。因此消光法不能测定透明颗粒的粒度组成,消光的量和悬浮液的浓度成正比,同时和悬浮质的粒度大小及组成有关。

由图 辐射功率为 P 的光,穿过 ΔL 厚度的悬浮液后变为 $P - \Delta P$, 剩余功率为 $A(P - \Delta P)$, 损失的功率为 $A\Delta P = PA'$, A' 为受光辐射的颗粒的总面积。

$$A = K \sum_{i=1}^n k_i N_i d_i^2 = K \sum_{i=1}^n k_i A \Delta L C n_i d_i^2 \quad (2-7)$$

式中 k_i ——与粒径有关的系数;

d_i ——粒级;

n ——粒级数;

n_i ——每克悬浮液中粒径为 d_i 的粒子数;

K ——与颗粒形状,方向等有关的系数。

由此得出

$$\frac{\Delta P}{P} = K \Delta L C \sum_{i=1}^n n_i d_i^2 k_i \quad (2-8)$$

积分(2-8)式,得

$$\ln \frac{P_0}{P'} = K L C' \sum_{i=1}^n k_i n_i d_i^2 \quad (2-9)$$

式中的 C' 为某一瞬时的光束通过处的悬浮液的浓度,和悬浮液总浓度有关。

对于每一个窄粒级 $d_1 \sim d_2$, 光功率的变化是透过 $0 \sim d_1$ 粒级及 $0 \sim d_2$ 的粒级的差, 即

$$\ln \frac{P_0}{P'_2} - \ln \frac{P_0}{P'_1} = K C' L \left(\sum_{i=1}^{n_2} k_i n_i d_i^2 - \sum_{i=1}^{n_1} k_i n_i d_i^2 \right) \quad (2-10)$$

$\frac{d_1 + d_2}{2} = d_{n(1 \sim 2)}$ 即窄级别的平均粒径

根据大量试验,最后得出如下结论:

$$W_{(1 \sim 2)} = \frac{1}{K_{n(1 \sim 2)}} E (\ln P'_2 - \ln P'_1) d_{n(1 \sim 2)} \quad (2-11)$$

式中 $W_{(1 \sim 2)}$ ——某一个粒级物料的重量;

$K_{n(1 \sim 2)}$ ——和物粒颗粒形状及浓度有关的系数;

E ——比例系数。

于是,各粒级的重量百分数则为

$$W_i = \frac{d_{n(1 \sim 2)} (\ln P'_2 - \ln P'_1)}{\sum_{m} d_{m} (\ln P'_i - \ln P'_{i-1})} \cdot 100\% \quad (2-12)$$

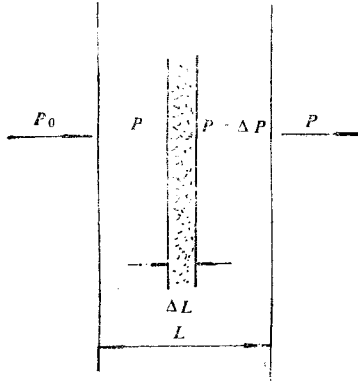


图 10-2-9 消光图

利用表 10-2-4 便可由实测曲线计算出物料的粒度组成。

表 10-2-4 光电扫描测定粒度记录

测点	沉降高度 mm	测点时间 s	光电压 mV	$\ln P_i - \ln P_{i-1}$	相应的 d_i	平均 d_m	$d_m(\ln P_i - \ln P_{i-1})$	各级产率, %
1	2	3	4	5	6	7	8 = 5~7	9
1	H	t_1	$\ln V_1$ ①		d_{i-1}			$\frac{d_m(\ln P_2 - \ln P_1)}{\sum d_m(\ln P_i - \ln P_{i-1})}$
2	H	t_2	$\ln V_2$	$\ln P_2 - \ln P_1$	d_{i-2}	$\frac{d_{i2} + d_{i1}}{2}$		
				$\ln P_3 - \ln P_2$				
7	H_7 ②	t_7	$\ln V_7$					
8	H_8	t_8	$\ln V_8$	$\ln P_8 - \ln P_7$				
				$\ln P_{N-1} - \ln P_{N-2}$				
N		t_N	$\ln V_N$	$\ln P_N - \ln P_{N-1}$	d_{i-N}			
计							$\sum d_m(\ln P_i - \ln P_{i-1})$	100%

①把光电压经标定换算为光功率记在第五栏中；

②沉降初期,光束及沉降盒都不动,测沉降距离(自液面至光束中心线之距离) H 固定,待沉降一段时间后,移动沉降盒或光束,移动速度已知,移动时间测知,便可计算出移动距离,与 H 之差便为沉降高度 H_i 。

第三节 物料重量检测

选矿厂所用的各种材料,不但品种众多,称量频繁,并且工作条件十分恶劣,远非杠杆式机械秤所能适应。目前国内外选矿厂中已广泛采用电子秤,它的特点是结构简单,使用和安装方便,反应快,灵敏度高,信号能远传,适于自动检测与控制的要求。

电子秤通过荷重传感器(也叫“压头”)把所称物料的重量转换成电信号,然后输送到显示或控制仪表。荷重传感器有以下类别:

(1)压电式传感器 是利用某些晶体如石英、钛酸钡等的压电效应,把重量转变为电流信号。由于晶体受力有限,有些晶体容易受潮或受湿度的影响较大,故用作压头的较少。

(2)压磁式传感器 是利用铁磁材料受到机械力后,产生的压力方向性不同,引起磁力线的重新分布,使二次绕组中的感应电势发生相应的变化而反映出荷重。由于冷轧硅钢片的产量的提高,压磁传感器发展极快,应用也愈来愈广。

(3)位移式传感器 是借助于弹性元件,把重量变化转变成位移,再利用电容、电感或差动变压器等将位移转换成电量。这种传感器的容量不大,工业上也应用不多。

(4)应变电阻传感器 是利用应变电阻片的电阻值随荷重不同而变的特性,将重量转变为电信号,由于电子技术及半导体材料的进展,这是目前应用最广的一种。

应用以上任一种传感器,组成适当的检测线路,即可将料重变化转变为电量送给二次仪表或控制器,构成电子秤。电子秤的显示仪表有两类:一种是模拟量用各种动圈仪表或自动平衡仪表显示记录;一种是数字式仪表,指示直观,精度高,目前应用日益广泛。

电子秤按用途可分为:料斗秤、皮带秤、行车秤、轨道衡及地磅等,只是应用方式及结构不同,基本原理是一样的。

选矿厂中广泛应用电子秤进行给矿的自动称量,近年来电子秤发展很快,类型较多,本章仅就常见的皮带电子秤、行车电子秤和定值电子秤,介绍其基本工作原理。

一、皮带电子秤

1. 工作原理

皮带电子秤用来检测固体散料的输送量,自动称量装料或配料是比较方便的。图 10-2-10、图 10-2-11 为皮带电子秤的原理方框图。在皮带的中间适当部位,有一个专

门用作自动称量的框架,这一段的长度 L 称为有效称量段。某一瞬时 t 在 L 段上的物料重量为 ΔW ,通过称量框架传给传感器(压头),使它产生形变,应变检测桥路输出的信号电压 ΔU_0 与 ΔW 成正比,压头结构如图 10-2-12 所示,在有效长度 L 上的单位长度料重为 q_t :

$$q_t = \Delta W / L$$

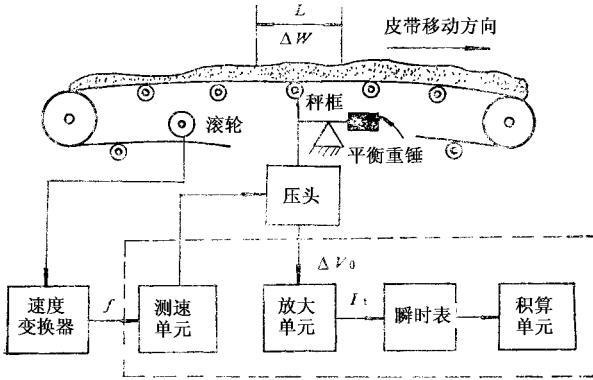


图 10-2-10 皮带电子秤原理方框图

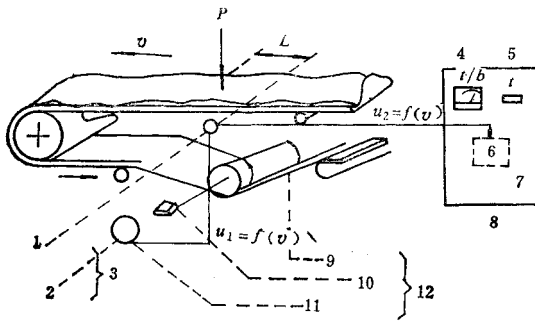


图 10-2-11 皮带秤原理(Ste Fouray 公司资料)

- 1—传感器(秤) 2—称量托辊 3—称量元件 4—流量 5—累计重量 6—积分器 7—电源,单相,110V/220V50Hz 8—积算箱; 9—测速轮; 10—变速箱; 11—测速发电机; 12—位移传送装置

假定皮带的移动速度为 v_t ,则皮带的瞬时输送量为 W_t

$$W_t = q_t V_t \quad (2-13)$$

因为料的负荷量 q_t 是由应变电阻反映的,即应变电阻的变化 $\Delta R/R$ 线性地模拟 q_t 的变化量。如果以应变桥路的电源电压 U_1 线性地模拟皮带的传动速度 v_t ,则传感器检

测桥路所输出的电压信号 ΔU_0 就可以模拟皮带的瞬时输送量 W_1 。

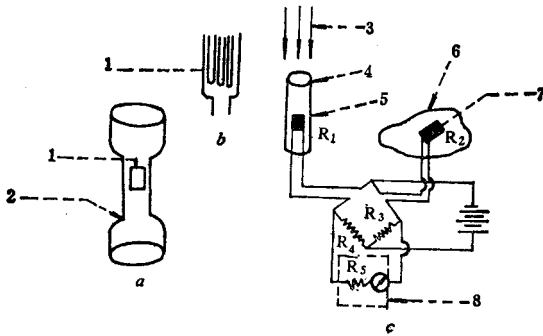


图 10-2-12 压头

- 1—机件上的应变片 2—机件 3—压力 4—压头 5—应变片 R_1 ;
6—温度补偿应变片 7—应变片 R_2 8—检流器

因此,必须测定皮带的传送速度,根据传送速度,自动调整检测桥路的电源电压,一般是通过皮带摩擦滚轮带动速度变换器,把滚轮的转速 n (正比于皮带传送速度)转换成频率信号 f ,再通过测速单元转换成电流 I ,供给桥路。这样,桥路电源电压的变化便反映了皮带传送速度的变化。桥路(即压头)输出的电压信号 ΔU_0 就可反映瞬时输料量 W_1 ,电压信号 ΔU_0 经放大单元放大后输出直流电流 $I_1 = 0 \sim 10$ 毫安,送到瞬时表显示出皮带秤的瞬时输送量。同时经积算单元累计出某段时间内皮带输送物料的总量。

在 $0 \sim t$ 时间内,皮带输送物料的总量为:

$$W = C \int_0^t W_1 dt = K \int_0^t I_1 dt \quad (2-14)$$

式中 C 、 K ——比例常数。

在积算单元里,代表瞬时输送量的电流信号 I_1 转换成频率信号 f_1 ,它对时间的积分就是 $0 \sim t$ 内的脉冲个数 N ,即

$$N = \int_0^t f_1 dt \quad (2-15)$$

故脉冲个数 N 代表 $0 \sim t$ 时间内皮带输送物料的总量,送入电磁计数器进行显示。

皮带电子秤的组成包括压头装置和二次仪表(虚线方框)两部分,压头装置安装在现场,二次仪表由测速单元、放大单元、积算单元及显示记录装置等组成,安装在控制室。下面仅就测速单元和积算单元作扼要的叙述。

2. 测速单元

测速单元的任务是把速度变换器送来的频率信号转换成直流电流,以便供给传感器

桥路电流。速度变换器是利用滚轮随皮带移动的摩擦力而转动的,带有分齿的旋转轮,当其分齿的凸起部分对准固定的永磁极时,磁回路的磁通量最大,齿轮的凹处对准磁极时则磁通量最小。磁通量的这种脉动变化在线圈上感应出频率信号 f ,显然,频率 f 决定于皮带的移动速变 v_1 ,即

$$f = A \frac{v_1}{\pi D}, \text{Hz} \quad (2-16)$$

式中 A ——旋转轮的等分齿数(仪器设计为 30 齿或 60 齿);

D ——摩擦滚轮的直径(仪器设计为 0.1m)

当皮带速度小于 0.5 米/秒时,直接带动速度变换器的转轴,输出的频率 f' 为

$$f' = A \frac{n}{60}, \text{Hz} \quad (2-17)$$

式中 n ——速度变换器转轴的转速, r/min。

按以上两式计算,在皮带的最大速度下变换器的输出频率信号为 100~400 赫兹。

测速单元的原理线路示如图 10-2-13,速度变换器送来的频率信号 f 经 D_1 及 D_2 双向限幅后进入 BG_1 前置放大器,经 BG_2 及 BG_3 脉冲整形电路转换成矩形脉冲,经 R_{13} 及 C_5 组成的微分电路转换成正负尖脉冲,负脉冲进入 BG_4 、 BG_5 双稳触发器,使 BG_5 转为导通, BG_4 及 BG_6 则转为截止。这时,直流稳压电源(30 伏)对电容器 C_{6-8} 充电,充电电流经过 R_{26} 。当 C_{6-8} 的充电电压达到稳压管 DW_1 及 DW_2 的击穿电压时,其所充的电压就反馈到 BG_4 的基极,使双稳触发器翻转复原,即 BG_4 及 BG_6 导通, BG_5 截止。这时 C_{6-8} 上的电荷对 BG_6 放电,放电电流并不经过 R_{26} 。可见,当有频率信号输入前级放大器时,在 R_{26} 上就有脉动的直流电压。输入的频率越高,单位时间内放电的次数就越多,在 R_{26} 上的脉动直流电压越高。此脉动电压经双 L 形滤波器送入 BG_7 及 BG_8 组成的调制直流放大器,放大后的信号经输出变压器 T_1 送到 BG_9 、 BG_{10} 及 D_8 组成的相敏功率放大器放大后得到约 42 毫安的直流电流,由端子 7 供给应变检测桥路的电源,在传感器上(当桥路总电阻为 240 欧时)可得到约 10 伏的直流电压。由上述看出,作为应变检测桥路的电源电压是随皮带移动速度而变的,就是说它模拟皮带移动速度。

图中电位器 W_1 用来调节供桥路电压的下限值;电位器 W_m 用来调节供桥路电压的上限值。当输入最高频率在 100~400 之间的不同数值时,需调整电容器 C_{6-8} 的数值,以满足 R_{25} 上产生近 1 伏的电压降,此电压可由插孔 L_c 进行检查。

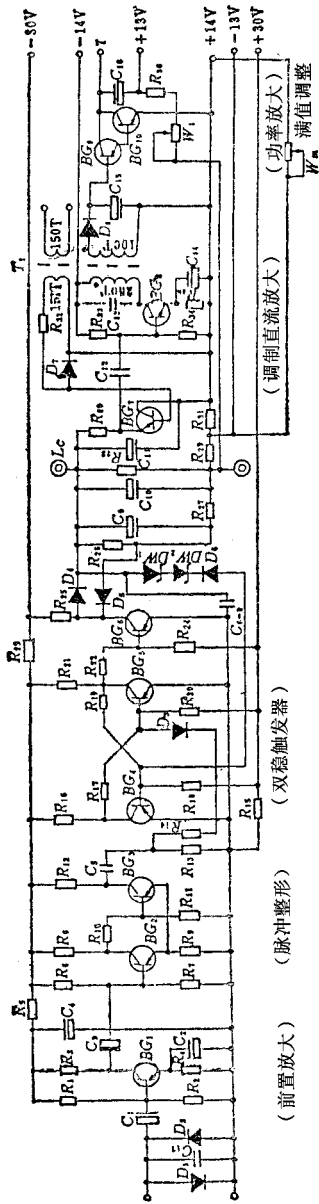
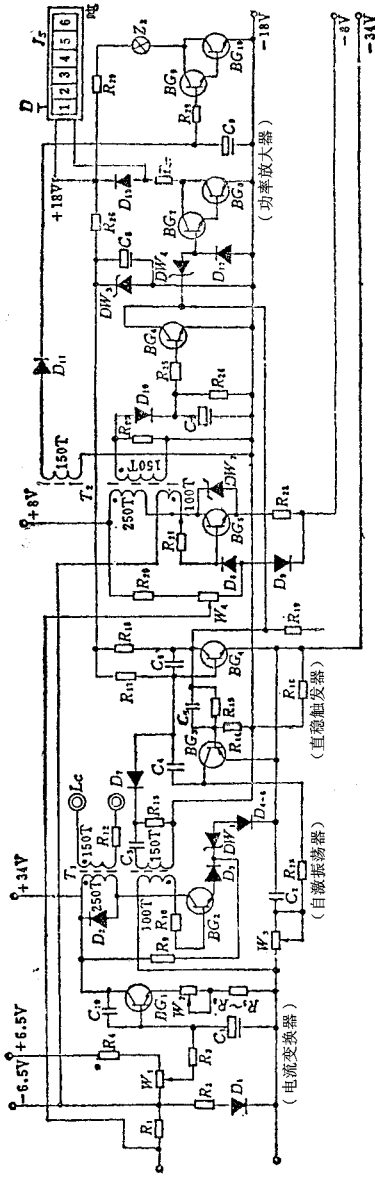


图 10-2-13 测速单元原理线路



10-2-14 积算单元原理线路

3. 积算单元

将放大器输出的 $0 \sim 10$ 毫安直流电流 I_1 转换成脉冲信号 f_{11} 以送入电磁计数器计数,并累积脉冲数 N ,显示出经过某段时间内皮带所输送的物料总量,是本单元要完成的工作。积算单元的原理如图 10-2-14,放大器送来的直流电流信号加在 D_1 及 R_2 上形成直流信号电压。 BG_1 是一个电流变换器,随着直流信号电压的升降,经它变换后的微安级电流源对电容器 C_2 充电,当其充电电压升高到使 BG_2 的基极电压较其射极电压为正时,由于变压器 T_1 中的 100T 绕组的交流正反馈作用,使 BG_2 立即导通,迅速形成振荡,在变压器 T_1 的次级产生一阶跃负脉冲,经 R_{13} 及 C_3 微分后形成负的尖脉冲,经 D_7 到 BG_4 的基极,使 BG_3 、 BG_4 单稳电路翻转,即 BG_1 截止而 BG_3 导通,此时 C_2 上的电荷通过 R_{11} 向 BG_3 放电,同时使 BG_2 也截止停止振荡。这种状态是不稳定的,维持的时间决定于 $(R_{17} + R_{18})C_4$ 的乘积,经过此时间后单稳触发器要翻转过来,即 BG_3 截止, BG_4 导通,这是第一个过程。此时电容器 C_2 又再次开始充电,开始第二个过程。如此周而复始地进行下去, BG_1 就得到放大器送来的直流电流信号转变而成的脉冲频率信号。显然当输入电流增大时,单位时间内电容器 C_2 充电及放电的次数多,在 BG_4 集电极上得到的脉冲频率就高,相反就低,从而完成了电流/频率转换的任务。

由 BG_4 获得的脉冲信号还须进行功率放大才能推动电磁计数器。脉冲信号经 DW_4 限位后送入 BG_7 及 BG_8 进行功率放大,由集电极引出放大后的电流送到电磁计数器 J_s ,把脉冲数累积起来。

皮带传送的物料量有大有小,为了配准计数器的累计速度,可通过 $R_5 \sim R_8$ 的不同连接,并调整 W_2 的电阻值,使相应于放大器 10 毫安输出时,刚好为皮带的瞬时最大输送量,至于输送量的下限由 W_1 上的电压预加到 BG_1 的基极回路中,提高 BG_1 的起始不灵敏区,以改善量程下限的线性。

为了避免皮带空跑时造成的累计误差,当放大器的输出电流小于 1 毫安时,在 R_1 上的电压降较低,与预先加在 W_4 及 D_4 上的电压比较,使 BG_5 的基极电位较发射极为正,则由 BG_5 所组成的振荡电路处于振荡状态。振荡电流一方面经 D_{10} 检波后送给 BG_6 ,使 BG_6 导通,则来自 BG_4 集电极的称量脉冲信号被短路,计数器 J_s 就得不到计数脉冲,也就停止计数,避免了皮带空跑时带来的误差,另一方面振荡电流经 D_{11} 检波后送功率放大器 BG_9 和 BG_{10} ,使信号指示灯 Z_2 点亮,当皮带上物料且放大器的输出电流大于 1 毫安时,如果 R_1 的电压降与在 W_4 、 D_9 上的电压比较后,能使 BG_5 的基极电位接近于零或较其发射极为负,则自激振荡器 BG_5 就停止振荡, BG_6 截止,来自 BG_4 的称量脉冲信号就顺利地通往电磁计数器,累计出皮带传送物料的总量。这时候,信号指示灯 Z_2 熄灭。

二、行车电子秤

行车电子秤是在行车左右移动或小车前后移动中进行称量的,要求传感器结构强度高,灵敏度高,并且具有抗侧向力、抗冲击及抗震动性能,才能保证行车电子秤稳定可靠,但是全部满足这些要求目前还不可能。行车电子秤也是由不同形式的压头配合相应的二次仪表组成的。当行车上的称重信号需要传送车间值班室或控制室时,则应再配备适当的远传仪表。

1. 压头的装配部位

压头装到什么部位对行车电子秤的压头精度及使用是否方便关系极大。小车行走轮轴、钢丝绳卷鼓的转轴、吊钩横梁、定滑轮组轴下均可以安装压头,但要求既能灵敏反映重量变化,又尽可能不受行车或小车移动时水平分力的影响,如图 10-2-15 是压头的几种装配方式示意图,图中 a 是将动滑轮 3 上的钢丝绳固定在适当部位,中间装一个拉伸件 5,压头 1 就装在拉伸件内,当钢丝受到荷重时,压头就感受到伸张力。图中 b 是将定滑轮 2 位置抬高到适当位置,在定滑轮轴下装置压头,感受重量形成压力。图中 c 是在主卷机的定滑轮下面,每个滑轮架上都装一个压头,感受重量的变化。图中 d 是将拉伸件挂在定滑轮或其他适当部位,钢丝绳穿过三个斜置的定向小轮 4,受到重量时,压头受到扭力矩,此法对于有压头并需要更换钢丝绳的轮组比较方便,但是这些方法不能克服行车或小车移动时水平分力的影响,都须在行车或小车停稳后才能读记所称的重量。适当改造小车的定滑轮组,将环形压头安装在定滑轮组下面,由于环形压头装在弹性支架上,在水平方向上又有弹簧板以平衡水平分力,则可减小行车与小车移动的影响。

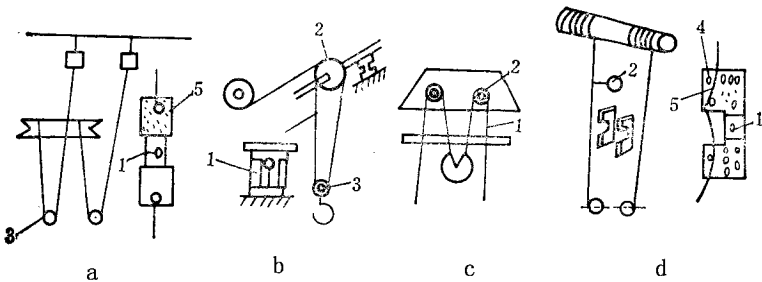


图 10-2-15 行车电子秤压头的几种装配方式

1—压头 2—定滑轮 3—动滑轮 4—定向小轮 5—拉伸件

2. 显示仪表

行车电子秤的显示仪表一般采用量程 0~20 毫伏,精度 $\pm 0.05\%$ 的各种数字电压表,只是应结合电子秤的称量范围进行量程调整,并根据钢丝绳重及容器皮重进行零位

调整,调整方法与前述相同。

行车电子秤的数字需要大而醒目。一般的数字管太小,只能用在仪表室内作监视操作作用。在现场虽可应用大型的点灯光组合字型,投影灯光组合字型或霓虹灯管组合字型,但消耗功率太大,驱动继电器的体积也大,不甚适用。比较好的是用等离子气体发光大数字显示或用场致发光大数字显示,消耗功率小,可用无触点开关作驱动电路,字迹也大而清楚,只是亮度稍小一些。

安装在行车上的电子秤而输出的称量信号,可在行车上采用有线数传机或无线数传机,传送到车间仪表室或控制室。

三、定值电子秤

定值电子秤用于装料,称重过程的定值控制,如果与程序控制装置配合,可以进行各种物料的自动称量和配料。定值电子秤的工作原理如方框图 10-2-16 所示,料槽的加料量荷重于压头转换成检测桥路输出的电压信号,送入比较单元并以料量给定值比较,其差值由比较单元输出送至信号放大器放大至足够的电平后,再经定值控制器发出料量“零值”信号,并控制料槽的开闭以及装料系统的其他设备,显示仪表进行称料量显示或累计,振荡器产生 500 赫兹、6 伏的交流电压,供给压头、比较单元及显示仪表等的电流。

比较单元主要由检测桥路(压头)、感应分压器和调零桥路等组成的,如图 10-2-17 所示。图中检测桥路是由四个桥路串联而成的,表明采用了四个压头。故桥路的输出电压 ΔU 。为四个压头输出电压之和。图中 W_3 是桥路电阻平衡电位器, W_4 是相位平衡电位器,用以调整桥路的零位。

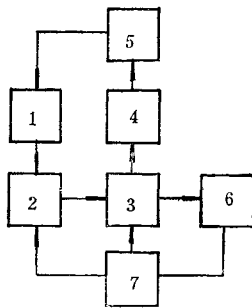


图 10-2-16 定值电子秤原理方框图

1—料槽 2—压头 3—比较单元 4—信号放大器;

5—定值控制器 6—显示仪表 7—振荡器

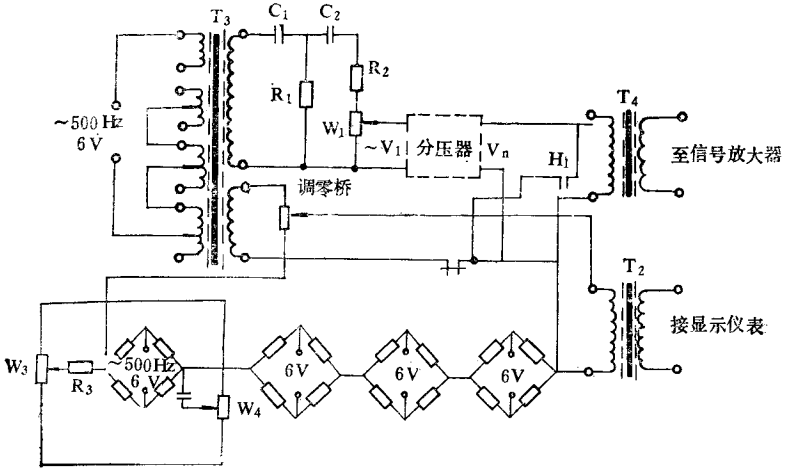


图 10-2-17 定值电子秤比较单元原理线路

第四节 密度及浓度检测

在很多生产过程中,需对介质的密度进行测定,以确定生产过程的正常进行或对产品质量进行检查。在一些场合,密度大小对操作控制来说是重要的参数;在另一些场合,若混合介质是两元的,则测定了介质的密度,即能间接地测定介质的浓度。

浓度是矿浆的主要物理性质之一,矿浆浓度影响磨矿效率、分级效率和选矿效率。浓度的表示方法有:

(1) 重量浓度 C
$$C = \frac{G_g}{G_g + W_g} \times 100\%$$

(2) 容积浓度 λ
$$\lambda = \frac{G_v}{G_v + W_v} \times 100\%$$

(3) 矿浆密度 ρ_s
$$\rho_s = \lambda(\rho_g + \rho) + \rho$$

式中 G_g 、 G_v 、 ρ_s ——固体的重量、体积和密度;

W_g 、 W_v 、 ρ ——水介质的重量、体积和密度。

一、漂浮筒式密度计

这种密度计的基本结构如图 10-2-18 所示。外壳 2 是一圆筒,被测液体由圆筒下部入口管道进入筒内,经溢流口 4 后由出口管道排出。溢流口的作用是维持液面高度恒

定。浮筒 3 是粗细不匀的圆筒,下部粗的部分全部浸在被测液体内,上面较细的一段,部分地伸出液面,伸出的高度决定于液体密度。当液体密度增大时,由于浮力增大,使浮筒上升。浮筒上端有小杆 1,它伸出外壳,与指示机构相连。为保持浮筒位置的稳定,浮筒对中心轴线应有很好的几何对称性。安装时,此轴线应在垂直位置。浮筒设计计算如下:

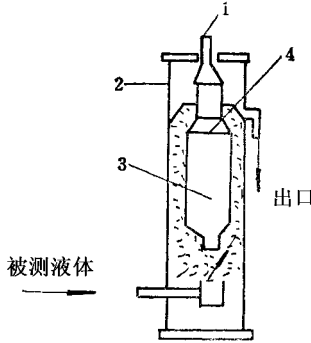


图 10-2-18 漂浮浮筒式密度计结构

1—小杆 2—外壳 3—浮筒 4—溢流口

设被测介质的密度下限为 ρ_1 , 上限为 ρ_2 , 则平均密度

$$\bar{\rho} = \frac{\rho_1 + \rho_2}{2}$$

设浮筒本身重量为 P , 当液体密度为 $\bar{\rho}$ 时, 其浸没体积为 V , 当液度为 $\bar{\rho} + \Delta\rho$ 时, 浸没体积为 $V - \Delta V$ 。根据阿基米德原理, 有:

$$P = V \cdot \bar{\rho}$$

$$P = (V - \Delta V)(\bar{\rho} + \Delta\rho)$$

比较上两式得:

$$\Delta V = \frac{V \cdot \Delta\rho}{\bar{\rho} + \Delta\rho} \quad (2-18)$$

设浮筒下部直径为 D , 高度为 H ; 又上部直径为 d , 浸没部分高度为 h , 当密度变化 $\Delta\rho$ 时, 浸没高度变化 Δh 见图 10-2-19 所示。此时有:

$$\Delta V = \frac{1}{4}\pi d^2 \cdot \Delta h \quad (2-19)$$

浸没体积:

$$V = \frac{1}{4}\pi(D^2 H + d^2 H) \quad (2-20)$$

浮筒升高：

$$\Delta h = \left(h + \frac{D^2}{d^2} H \right) \frac{\Delta \rho}{\rho + \Delta \rho} \quad (2-21)$$

由式(2-21)可见,增大 $\frac{D}{d}$ 值可增加测量灵敏度。在 $\Delta \rho \ll \bar{\rho}$ 时,浮筒的升高量 Δh 与密度变化量 $\Delta \rho$ 有线性关系。

在实际测量中,使偏离式(2-21)的因素有：

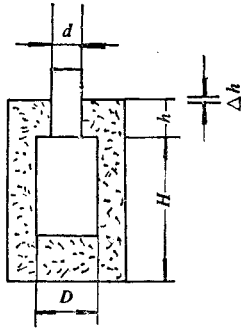


图 10-2-19 浮筒的漂浮高度

(1) 液体流速的影响 流速大则给浮筒的冲击力也大,此力的方向是由下往上。测量时应维持液体流速恒定。

(2) 浮筒上端的小杆受到指示机构所给的反作用力,其方向是由上往下。

(3) 液体的密度随温度而变化,在要求精确的情况下,应加温度补偿装置。

漂浮浮筒式密度计的信号可以转变成电气信号,如图 10-2-20 所示,浮筒的下端连接一磁芯,它随浮筒一起升降,磁芯壳体外面套以差动变压器的初级和次级线圈。

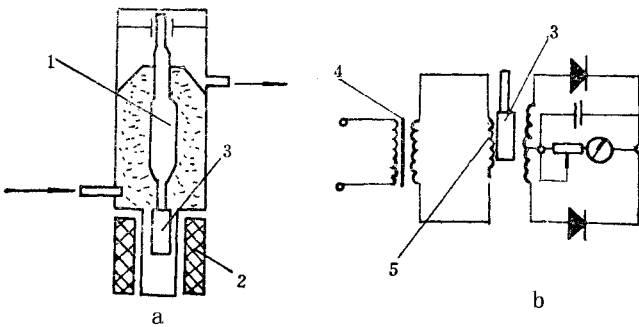


图 10-2-20 具有电气信号输出的漂浮浮筒式密度计

1—浮筒 2—差动变压器线圈 3—磁芯 4—电源变压器 5—差动变压器

二、沉浸浮筒式密度计

沉浸浮筒式密度计,浮筒的全部体积浸在被测液体中,当液体密度改变时,浮筒所受到的浮力随之变化,此变化量经一定机械结构,传给指示器或转变为其他的信号。沉浸浮筒式密度计有单筒及双筒式两种基本型式。

图 10-2-21 所示是一种单沉浸浮筒式密度计的结构。浮筒 8 所受到的浮力变化传给挡板 3,由于有支点 1 存在,因此改变了挡板与喷嘴 4 间的距离。反馈部件 2 是一波纹管。假设在某一时刻,测量池中的液体密度增大,此时,浮筒所感受到的增大的浮力使喷嘴与挡板间的距离减小,因而喷嘴间距离增大,形成了负反馈作用。信号值由喷嘴背压的空气压力变化得到。

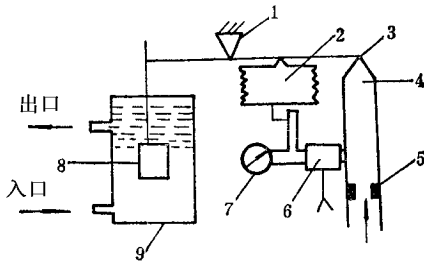


图 10-2-21 单沉浸浮筒密度计

1—支点 2—反馈部件 3—挡板 4—喷嘴 5—恒气阻;
6—气动放大器 7—指示器 8—浮筒 9—测量池

图 10-2-22 所示为双沉浸浮筒密度计结构,标准液体 4 与被测液体有相同的温度膨胀系数。内筒 6 应有很好的导热性,被测液体先经外筒 3,然后进入测量外筒 7,这样可使标准液体与被测液体温度一致,以补偿温度变化对测量值的影响。重物 1 用以平衡由于浮力变化而引起的不平衡力矩。下面简单分析一下系统的平衡关系如图 10-2-23 所示。

设平衡重物与支点的距离为 d ,其重量为 G ,两浮筒的悬挂点到中间支点的距离都为 c ,两个浮筒具有相同的重量 P 和相同的体积 V 。当被测液体与标准液体有相同的密度 ρ_1 时,系统平衡在对称位置(实线位置)。当被测液体密度为 ρ_x 时,整个系统转过一个角度 θ 后,达到新的平衡状态(虚线位置)。力矩平衡方程为:

$$[(P - \rho_1 V) - (P - \rho_x V)]l \cos \theta = Gd \sin \theta$$

由此得:

$$\operatorname{tg} \theta = \frac{(\rho_x - \rho_1) V l}{G d} \quad (2-22)$$

由此可见,减小 G 及 d 增大 l 及 V 可提高仪器的灵敏度。仪器指示是非线性的。

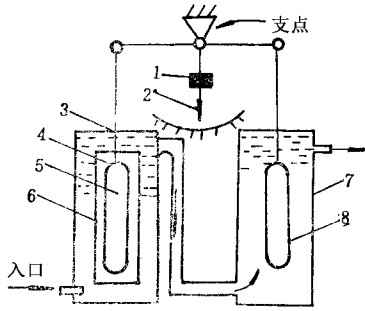


图 10-2-22 双沉浸浮筒密度计

1—平衡重物 2—指针 3—外筒 4—标准液体；
5—参比浮筒 6—内筒 7—测量外筒 8—测量浮筒

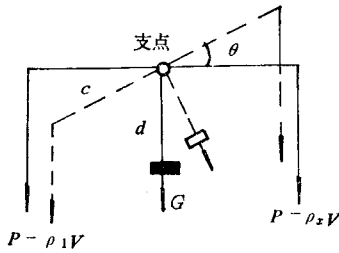


图 10-2-23 双沉浸浮筒密度计的系统平衡

三、吹气式密度计

吹气式密度计在化工生产过程中应用较广,它有结构简单,操作方便等优点。所依据的物理原理是:在液体内不同深度,静压大小的差别仅决定于深度差及液体的密度值。实际使用的仪器是测量有固定深度差的两处的静压差,这种密度计的原理及结构如图 10-2-24、图 10-2-25 所示。

使用的压缩空气经过滤器及稳压阀后,分成两路,由调节针形阀,使两路流量相等。其中参比气路流经标准液体,然后放空,而测量气路则流经被测液体。此外,两气路中的气体压力分别近似于标准液及测量液相应深度(吹气管在液体中的插入深度)处的静压值。

设标准液的密度为 ρ_1 , 测量液的密度为 ρ_x , 两吹气管的插入深度均为 H , 则两路的气压差为:

$$\Delta P = H(\rho_x - \rho_1)$$

$\Delta\rho$ 与 ρ_x 有线性关系。气压差值 ΔP 由差压计进行测量。为了补偿环境温度的影

响,标准液体应选择与测量液体有相同温度膨胀系数,必要时可将存标准液的压头管浸在被测液中,以使两者的温度一致;此时,压头管须用导热性良好的金属做成。

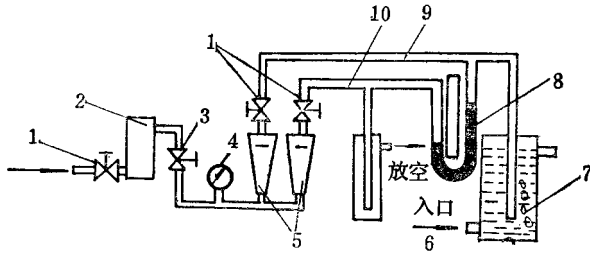


图 10-2-24 吹气式密度计原理图

- 1—针形阀 2—过滤器 3—稳压阀 4—压力表 5—流量计 6—标准液体;
7—被测液体 8—差压计 9—测量气路 10—参比气路

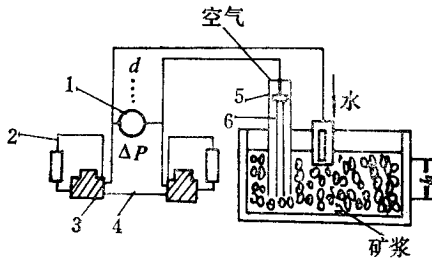


图 10-2-25 吹气式密度计结构图

- 1—差压变送器 2—带调节螺钉的流量计 3—恒差器 4—供气;
5—注入清水 6—聚氯乙烯浸入管

这种密度计在大温度范围内测量的精确度高,成本低,但测量时需将介质(或矿浆)很好搅匀。

四、重力式密度计

一定容积液体的重量决定于该液体的密度。因此,如果测得重量,就知道液体的密度值。弹簧重力式密度计的结构如图 10-2-26 所示。被测液体的进出口管与螺簧管 4 相通,而螺簧管与测量容器 2 相通。液体由下面的入口处经螺簧管进入测量容器 2 后,最后由上面的螺簧管及出口管排出。螺簧管也是测量的敏感元件,它承担测量容器及液体的全部重量。当由于液体密度变化而重量改变时,密器 2 在螺簧管的弹性作用下作上下移动。移动量经顶杆 3 传到指示记录机构,为了减轻螺簧管的负载,可在外筒 1 中盛入水(或其他与被测液体密度相近的液体)。此时,所减轻的重量等于与容器 2 有相同体

积的水的重量。这样做,可以用较细的螺簧管,以增加灵敏度。

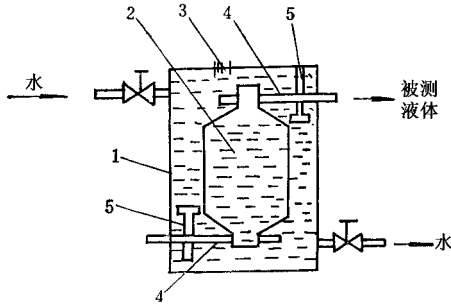


图 10-2-26 弹簧重力式密度计

1—外筒 2—测量容器 3—顶杆 4—螺簧管 5—支柱

螺簧管所承受的重量为：

$$P = V(\rho - \rho_1) + G \quad (2-23)$$

式中 V 、 G ——容器 2 的体积及重量；

ρ_1 ——水的密度；

ρ ——被测液体密度。

在此我们忽略了容器 2 的壁厚,认为其内外体积相等。此种仪器的测量滞后较大,并且当液体中有沉淀物时,会增加读数误差。

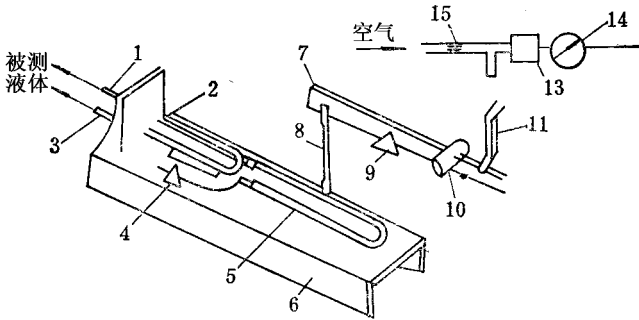


图 10-2-27 平衡锤重力式密度计

1—出口管 2—软管 3—进口管 4—轴座 5—测量管 6—支座；

7—秤杆 8—拉杆 9—支座 ;10—平衡锤 ;11—挡板 ;12—喷嘴；

13—气动放大器 ;14—压力计 ;15—恒气阻

平衡锤重力式密度计 其结构如图 10-2-27 所示。被测液体连续地通过 U 形测量管 5。此测量管可以绕轴座 4 上的轴作微小的转动。进口出管通过软管 2 与测量管相

通。当被测液体密度变化时,测量管在重力作用下绕轴转动一个小角度,它通过拉杆 8 及秤杆 7 改变喷嘴与挡板间的距离,使气动测量系统得到信号,经放大后供指示或记录。平衡锤 10 可以左右移动,以平衡零位。为减小环境温度影响,整个测量系统安装在双层外壳中,内部有加热系统,以保持恒温。这种仪器的结构较为笨重,但测量滞后较图 10-2-27 所示的结构要小,常用在测量石灰乳等密度,平衡锤重力式密度计应安装在没有震动的场所。

第三章 选矿过程质量控制技术

第一节 破碎过程自动控制

破碎过程是把物料块度变小的工艺过程,是处理矿石物料的第一个阶段。

破碎过程是一个非常复杂的物料块的尺寸变化过程,它与物料抗力强度、硬度、韧性、形状、尺寸、湿度、密度和均匀性以及物料块群在破碎瞬间相互作用及分布情况等因素有关,使破碎过程的尺寸变化复杂了。

由于破碎过程的复杂化,要对破碎过程中的工艺参数实现精确检测与控制是比较困难的。破碎过程控制主要是调节破碎机的给矿量和排矿口的大小,以保持粗碎、中碎、细碎之间的负荷均衡和生产的连续性,提高整个破碎作业的效率,降低最终产品粒度、降低能耗,提高经济效益。多级(粗碎、中碎、细碎)破碎机控制是一个复杂的控制系统,它还包括辅助设备的联锁与控制。首先采用单级破碎机组的自动控制系统,在此基础上实现整个破碎系统控制。国内外对破碎机控制虽有较多介绍,如根据用电电流或功率、单位电耗、料位等控制方式,但实际上,较多采用破碎机负荷控制。

破碎机控制系统,可以采用常规仪表控制系统,也可以采用计算机控制系统。由于破碎过程滞后大,矿石性质多变,把模糊控制器(Fuzzy Controller)引入破碎机自动控制系统中,取得了较满意的效果。

本章重点介绍破碎机负荷控制的两种系统:一种是由常规仪表组成的控制系统;另一种是有模糊控制器的控制系统。对顺序控制器只作一般介绍;对于检测、排除外界混

入矿石中危及设备安全的金属物体、小车分矿等装置仅举例说明,作为应用与设计参考。

一、破碎过程的顺序控制

破碎作业的连续性要求各设备之间的启停要有一定的操作顺序,否则将会引起破碎机堵塞而中断生产,甚至引起严重的设备事故。因此,为了对破碎作业中各设备之间进行控制,设计了相应的逻辑控制系统。它可以采用继电器、磁性元件、半导体等逻辑器件构成的逻辑控制系统。但因这些逻辑器件抗干扰能力低、稳定性差、易坏等缺点,逐步被可编程控制器等更可靠的控制器取代。可编程控制器克服了上述逻辑器件的缺点,而且应用灵活方便、运行可靠。对于不同的应用,在硬件上无需大的改动,主要是修改编程软件,使用起来很方便。顺序控制器应满足如下要求:

- (1)各台设备必须按工艺过程规定的顺序,以一定的时间间隔相继启动,启动顺序与矿料运行方向相反,破碎机通常首先启动。
- (2)各台设备既可单独启动,又可成组启动。
- (3)停止破碎生产时,停车的顺序与启动的次序相反。
- (4)当碎矿系统中某一台设备被迫停车时,为避免阻塞等问题出现,所有供给该设备矿料的其他设备也必须停车,但它的后续设备可以不停车。
- (5)为改善现场环境,除尘设备最先启动,系统停车时,要最后停车。

例如,图 10-3-1 所示三段破碎工艺流程图的开机过程可依下列顺序:细碎机→中碎机→粗碎机→5# 皮带机→4# 皮带机→振动筛→2#、3# 皮带机→1# 皮带机→给矿机。每个环节还应提供启动所需的时间。

停机过程:给矿机→1# 皮带机→2#、3# 皮带机→振动筛→4# 皮带机→5# 皮带机→粗碎机→中碎机→细碎机。

分矿小车自动控制是把皮带机输送至磨矿粉矿仓上的合格产品用卸矿小车分配给各个矿仓。为防止矿石在矿仓内产生离析现象,确保磨矿机给矿粒度均匀,通常按粉矿仓个数定点定时和先后次序进行自动控制。此系统是顺序控制系统的组成部分。

其他设备的联锁控制,如原矿仓矿石料位到最低限时,为留存少量矿石以保护给矿机,免受矿石直接碰撞,应停止给矿机出矿。

二、破碎机负荷控制系统及自组织模糊(Fuzzy)控制器

破碎过程中,破碎机负荷受着给矿量、矿石性质等因素随机变化的影响,而且滞后较大,应用 PID 调节系统往往不能得到好的效果。应用模糊控制理论能较好地解决上述问题,可获得较好的效果。

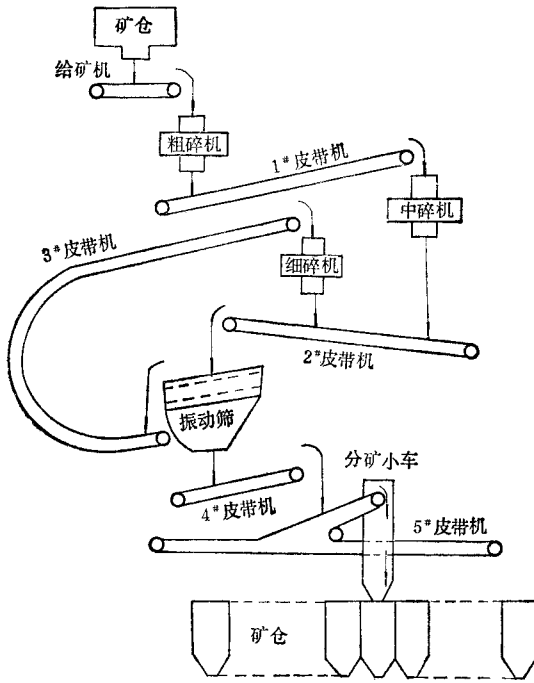


图 10-3-1 三段破碎工艺流程图

1. 自组织 Fuzzy 控制器及其工作原理

简单的 Fuzzy 控制器的结构如图 10-3-2 实线部分所示。它是一个普通的两输入—单输出的 Fuzzy 控制器，其控制规则是总结大量操作者对控制对象的认识和操作经验而得到的。图中的 GE 、 $G\dot{E}$ 和 GU 分别是偏差，偏差变化和比例系数。在 Fuzzy 计算时，偏差 e 和偏差变化 \dot{e} 经 Fuzzy 化转换为偏差和偏差变化 Fuzzy 集 \underline{E} 和 $\underline{\dot{E}}$ 。 \underline{E} 和 $\underline{\dot{E}}$ 与 Fuzzy 关系矩阵 R 合成后得到控制量 Fuzzy 集 \underline{U} ，经决策得到控制量 U ，再乘以比例系数得到确定的控制量 U_i 。 \underline{E} 、 $\underline{\dot{E}}$ 、 \underline{U} 和 U 与论域中的偏差和偏差变化的不同组合相对应，从而得到控制表。

按上述方法所得的控制表，应用到该系统中，效果较差。因为本系统的随机变化的工况较多，滞后较大。为此设计一个能自动对 Fuzzy 控制规则进行修正和完善的自组织 Fuzzy 控制器。在结构上增加了性能测试、控制量校正和控制规则修正三部分，如图 10-3-2 虚线部分所示。本系统的硬件结构如图 10-3-3 所示。其中电流互感器检测出驱动电机相应负荷电流后，通过整流滤波变成对应的直流电压供给 ADA 转换器。经 ADA 输出的数字量 Y 送入 Z-80 II 型单板机。计算机将它与给定值 S 比较，得出偏差 e 送自组织 Fuzzy 控制器入口，经自组织 Fuzzy 控制查表得出给料机的可控硅触发角 α 值去触发给料机电源的可控硅，输出相应电压来调节给料机的给料量，达到稳定破碎机驱动电

机负荷的目的。

2. 通过自组织 Fuzzy 控制器修改控制表

本系统利用这种方法的步骤如下：

(1)性能测量 取“偏差 $(e(nT)) = Y_n - S$ ”；“偏差变化 $(\dot{e}(nT)) = e_n - e_{n-1}$ ”为两个参数,用以衡量输出特性与希望特性的偏离情况,如图 10-3-4 所示。并以这两个参数用求 Fuzzy 控制表一样的方法计算出对输出特性所需要的校正量 $P(nT)$ 。将“偏差” $e(nT)$ ；“偏差变化” $\dot{e}(nT)$ 校正量 $P(nT)$ 分成如下档级：

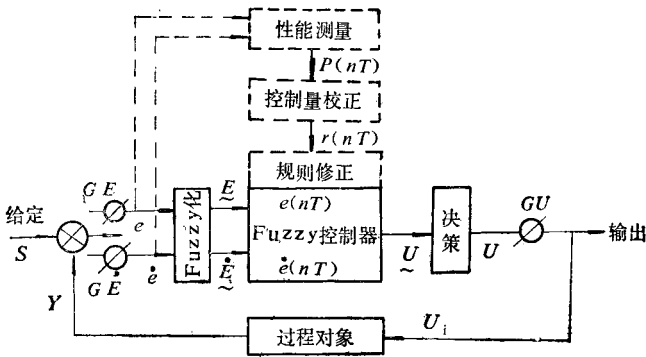


图 10-3-2 自组织 Fuzzy 控制器

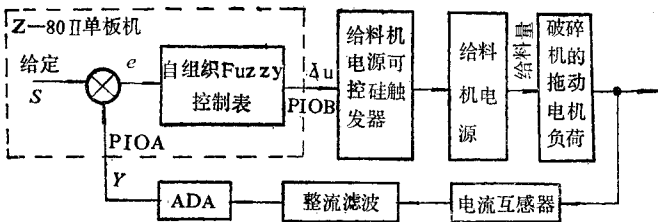


图 10-3-3 修正后的系统硬件结构图

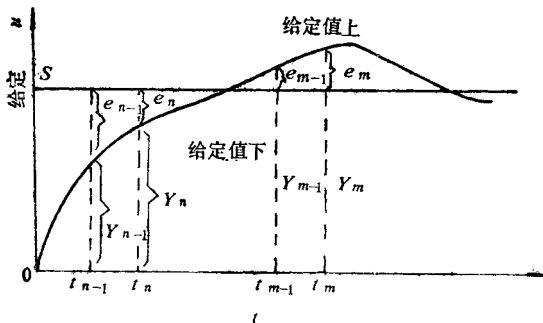


图 10-3-4 性能测量曲线

$e(nT) : -6, -5, -4, -3, -2, -1, -0, +0, 1, 2, 3, 4, 5, 6 ;$

$$\dot{\epsilon}(nT) : -6, -5, -4, -3, -2, -1, 0, 1, 2, 3, 4, 5, 6;$$

$$P(nT) : -6, -5, -4, -3, -2, -1, 0, 1, 2, 3, 4, 5, 6;$$

再根据 $\epsilon(nT)$ 是在给定值下或上, 以及 $\dot{\epsilon}(nT)$ 是朝向给定值或离开给定值方向趋势来决定校正量 $P(nT)$ 的大小。这样得出校正表如表 10-3-1。

(2) 控制量校正 系统是单输入—单输出纯滞后较大的系统, 其控制量校正应为(暂不考虑滞后量的问题)

表 10-3-1 校正表

$\epsilon(nT)$		$P(nT) = r(nT)$												
		$\dot{\epsilon}(nT)$												
		朝离开(或向)给定值变化						朝向(或离开)给定值变化						
		-6	-5	-4	-3	-2	-1	0	1	2	3	4	5	6
给定值以下	-6	6	6	6	6	6	6	6	0	0	0	0	0	
	-5	6	6	6	6	6	6	5	3	2	2	0	0	
	-4	6	6	6	6	5	5	4	3	2	1	0	0	
	-3	6	6	5	5	4	4	4	3	2	1	0	0	
	-2	6	5	5	4	4	3	2	1	0	0	0	0	
	-1	5	4	3	2	1	1	1	0	0	0	0	0	
	-0	4	3	2	1	0	0	0	0	0	0	0	0	
给定值以上	+0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-1	-2	-3	
	1	0	0	0	0	0	0	-1	-1	-1	-2	-3	-4	
	2	0	0	0	0	0	-1	-2	-3	-4	-4	-5	-6	
	3	0	0	0	-1	-2	-3	-4	-4	-4	-5	-5	-6	
	4	0	0	0	-1	-2	-3	-4	-5	-5	-6	-6	-6	
	5	0	0	0	-2	-2	-3	-5	-6	-6	-6	-6	-6	
	6	0	0	0	0	0	0	-6	-6	-6	-6	-6	-6	

$$r(nT) = KP(nT)$$

此处由于控制量和输出量均为归一化的, 则系数 $K = 1$, 于是

$$r(nT) = P(nT)$$

(3) 控制规则修正及制取 Fuzzy 控制表 有了 $P(nT)$ 和 $r(nT)$ 就可按自组织 Fuzzy 控制器的工作原理及其设计方法来制取自组织 Fuzzy 控制表, 其结果如表 10-3-2 所示(未考虑滞后量的问题), 以 Π_{nT} 代表。

由于系统的滞后量较大, 正如前述, 即 $(nT - 9T)$ 时刻的控制对 nT 时刻系统性能有影响, 所以此处控制量修正量应为

$$v(nT - 9T) = u(nT - 9T) + r(nT) \quad (3-1)$$

(4) 通过自组织 Fuzzy 控制修改控制表

由于初始 Fuzzy 控制的偏差 $e(nT)$ 、偏差变化 $\dot{e}(nT)$ 、控制量 $u(nT)$ 的 Fuzzy 集都是单峰的, 因此初始关系矩阵 R_0 的每一行最多只有一个元素为 1, 称这样状态为初始状态, 否则称变换状态。对控制表 Π_{nT} 进行直接修正的规则如下。

① 在初始状态时, 若相邻采样同期测到的 e 和 \dot{e} 不相等, 则将控制表 Π_{nT} 中的由 $e(nT - 9T)$ 和 $\dot{e}(nT - 9T)$ 对应的控制量修正为 $u(nT - 9T) = u(nT - 9T) + r(nT)$;

若相邻采样周期测到的 e 和 \dot{e} 都相等, 则将控制表 Π_{nT} 中相应的控制量修正为

$$\left(\frac{\Pi_{nT}[e(nT - 9T), \dot{e}(nT - 9T)] + v(nT - 9T)}{2} \right) \quad (3-2)$$

$$= \left(\Pi_{nT}[v(nT - 9T)] + \frac{1}{2} r(nT) \right)$$

并取整数。

表 10-3-2 (Π_{nT} 控制表)

$e(nT)$	$\dot{e}(nT)$												
	-6	-5	-4	-3	-2	-1	0	1	2	3	4	5	6
	$u(nT)$												
-6	6	6	6	6	6	6	6	0	0	0	0	0	0
-5	6	6	6	6	6	6	6	3	2	2	0	0	0
-4	6	6	6	6	6	6	4	5	4	2	0	0	0
-3	6	5	5	4	4	4	4	3	2	2	0	0	0
-2	6	5	4	3	2	2	2	0	0	0	0	0	0
-1	5	4	3	2	1	1	1	0	0	0	0	0	0
-0	4	3	3	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0
+0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-1	-2	-3	-4
1	0	0	0	0	0	0	-1	-1	-1	-2	-3	-4	-5
2	0	0	0	0	0	0	-2	-2	-2	-3	-4	-5	-6
9	0	0	0	-2	-2	-3	-4	-4	-4	-4	-5	-5	-6
4	0	0	0	-2	-4	-5	-4	-6	-6	-6	-6	-6	-6
0	0	0	0	-2	-2	-3	-6	-6	-6	-6	-6	-6	-6
6	0	0	0	0	0	0	-6	-6	-6	-6	-6	-6	-6

② 在变换状态时: 一律按上面方法对控制表 Π_{nT} 进行修正。

经过上述方法不断修改,便可得到性能较好的自组织模糊控制表。控制表可在每次采样时修改和使用,这样对计算机的容量和速度的要求可以降低,可用微机和单板机来实现。

系统中不同的比例系数 GE 、 $\dot{G}E$ 、 EU 和不同的采样周期对特性有一定影响,如图 10-3-5 所示。当 GE 增加时,上升速度加快并出现超调量, GE 过大超调量增大。由图 10-3-5 可以看出, $\dot{G}E$ 也影响特性曲线的上升速度和超调量。所以在实际工作中要适当确定 GE 、 $\dot{G}E$ 和 EU 。

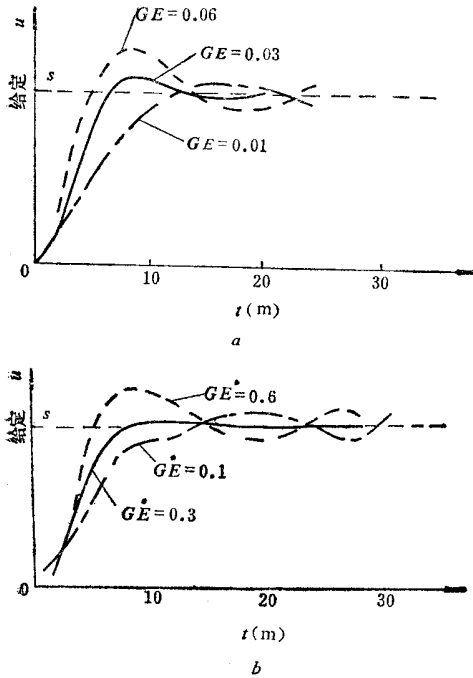


图 10-3-5 比例系数对特性的影响

a—比例系数 GE 对特性的影响 b—比例系数 $\dot{G}E$ 对特性的影响

图 10-3-6 是不同采样周期对特性的影响。可见采样周期小时,系统特性上升快,但超调量增大,采样周期大时,系统特性上升慢,但有利于减少稳态误差。

系统采用上述自组织模糊控制技术,得到了较好的控制效果。破碎机驱动电机的最大允许功率是 200kW,用 PI 或 PID 调节器时只能给定在 150kW 以上,尚不能避免停产事故的发生。采用自组织模糊控制器后,就允许将它给定在 195kW,使生产率提高了 13% 左右,并避免了电动机过载而停产事故的发生。

3. 破碎机负荷及排矿口自动控制

用微机或模拟仪表自动地调节排矿口的大小,合理地调节给矿量,使破碎机满负荷

运转,有效地利用输入能量,生产出最多数量的合格产品,破碎作业生产率可提高 12%,最终产品粒度降低 13~28%,单位能耗降低 1.1~1.4%,磨损材料损耗降低 5~7%。

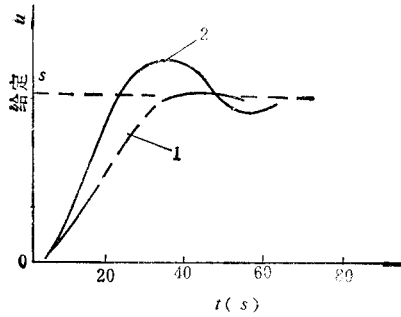


图 10-3-6 采样周期对特性的影响

1 - $T = 5$ 2 - $T = 1.3$

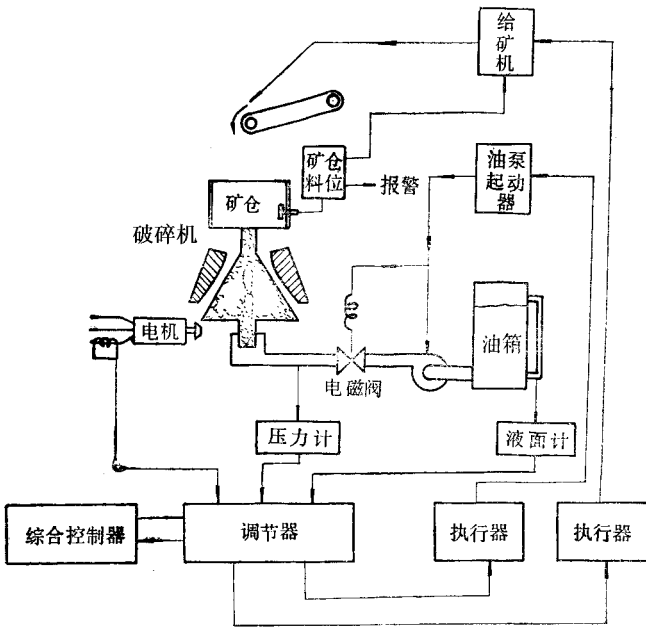


图 10-3-7 破碎机负荷与排矿口自动控制系统方框图

液压圆锥破碎机负荷与排矿口自动控制系统是在液压圆锥破碎机的基础上实现的,例如图 10-3-7 所示的系统。该系统的破碎机负荷是根据油缸内的油压和驱动被破碎机的电动机电流进行检测的。改变皮带给矿机的速度来改变给矿量,进行破碎机的负荷调节。破碎机的排矿口大小是根据进入高压油缸内的油量来确定。该油量在低压等截面油箱内转换为油位高低,它与排矿口大小成比例,并通过液位传感器转换为排矿口大小

的信号。控制高压油泵和电磁阀的工作时间,可以改变高压油缸内油量,来调节破碎机的排矿口。考虑到系统滞后较大,负荷和排矿口调节采用了占空比可调的间歇调节装置。控制特性见表 10-3-3 所示。排矿口指示器上设定了可调的工作区和上下限调节区,在工作区内不调排矿口。在上、下限调节区间,配合负荷指示器的指示值情况调节排矿口。在负荷指示器上,即压力表和电流表上设定了可调的工作区、上下限调节区和上下限位区。指示值在工作区上不进行任何调节。电流表或压力表指示值在上限调节区时产生调节动作;在上限位区时增大排矿口并发出报警信号。电流表和压力表的指示值都在下限调节区时产生调节动作(只有其中之一则不动作);电流表或压力表指示值在下限位区时,系统转入手动,由操作员来增加给矿量或减少排矿口。

表 10-3-3 破碎机控制特性

排矿口指示			负荷指示			给矿量		排矿石		调节结果	
工作区	上限调节区	下限调节区	工作区	上限调节区	下限调节区	增加	减少	增大	减小	负荷指示 回工作区	排矿口指 示回 工作区
$\Delta\delta = \delta_2 - \delta_1$	$\Delta\delta_2 = \delta - \delta_2$	$\Delta\delta_1 = \delta_1 - \delta$	$\Delta I = I_2 - I_1$	$\Delta I_2 = I - I_2$	$\Delta I_1 = I_1 - I$						
	✓			✓			✓			✓	
		✓			✓	✓				✓	
	✓				✓				✓		✓
						✓				✓	
		✓		✓				✓			✓
✓			✓				✓			✓	
✓				✓				✓		✓	
✓					✓	✓				✓	
	✓		✓						✓		✓
		✓	✓					✓		—	—

表中 $\delta_2, \delta_1, I_2, I_1$ 分别为排矿口、负荷指示的上、下限值,随粗破碎机、中破碎机、细破碎机的不同而不同,对应的 $\Delta\delta, \Delta I$ 也不同。✓表示排矿口、负荷指示所处的状态

在上述调节动作的基础上,根据排矿口和负荷指示值状态,决定改变给矿量还是改变排矿口大小。当排矿口和负荷指示值同极性(都进入上限调节区或都进入下限调节区)时,首先调节给矿量,使负荷指示值回到工作区,然后确定下步的调节动作。

当排矿口和负荷指示值反极性(一个在上限调节区,另一个在下跟调节区)时,首先调节排矿口,使排矿口指示值回到工作区。然后按负荷指示值确定调节动作。

若负荷指示值在工作区内,即使排矿口指示值进入上限或下限调节区,或排矿口指示值在工作区内,负荷指示值进入上限或下限调节区,系统产生相应的调节动作,使其指

示值回到工作区内。

例如,排矿口和负荷指示值都进入上限调节区,系统首先减少给矿量,使负荷指示值回到工作区内,然后系统使排矿口减小,排矿口指示值回到工作区内,若负荷指示值越过工作区进入上限调节区,此时系统使给矿量减少,使负荷指示值回到工作区内。

第二节 磨矿过程自动控制系统

磨矿过程自动控制的主要任务是使磨矿分级生产过程在稳定或最佳状态下工作,充分发挥和提高磨矿和分级效率,使有用矿物与脉石达到充分单体解离,保证溢流产品质量,以便获得更高的经济效益。

在磨矿机与螺旋分级机构成的闭路磨矿中,从给矿到分级产品的过程具有较大的滞后时间。磨矿机衬板磨损改变了磨机有效容积和有效功率,钢球磨损量与钢球补加量、钢球直径比例失调,螺旋分级机螺旋片的磨损,都会改变被控对象特性和对控制系统的要求,即被控对象具有时变特性。这种被控对象还具有非线性特性,如磨矿效率与充填率具有最大值的非线性关系,磨矿过程受多种参数的制约,有些参数是不可控、不可测的,如矿石的硬度还没有有效的过程检测手段,磨矿机与旋流器闭路工艺也有类似的情况。因此,要针对这种对象特征来设计相应的控制策略。这里所介绍的实例着重于控制策略方面,对自动控制装置的选用,应满足控制系统设计要求和控制装置本身的发展及其选用的可能性。

磨矿控制系统根据选矿厂的实际要求,其控制系统也各不相同,它可以按主要被控量和控制量分为一些基本的单参数控制回路,如给矿量控制,给水量(磨矿浓度)控制和溢流浓度或粒度控制等。考虑到回路间相互影响可在这些回路基础上组成磨矿过程多参数综合控制系统,二段磨矿的调值控制以及采用自适应最优化控制。

一、磨矿机给矿量控制

球磨机的给矿量控制的传统方法是采用单参数定值给矿控制,如图 10-3-8 所示球磨机定值给矿控制系统框图。它由皮带秤(光电转换装置)、调节器、记录仪、漏斗自动切换装置、可控硅调速器和三台直流电动机传动的带式给矿机组成的。其原理框图如图 10-3-9 所示。

操作人员在调节器中设定好给矿量(吨/时),当矿量变化偏离给定值时产生偏差信

号 经过调节器比例积分、微分运算,其输出自动改变可控硅调速器的直流毫安信号,使可控硅调速器输出电压变化,用调节直流电动机电枢电压方式来调节带式给矿机的速度,使给矿量回到或接近(允许误差范围内)给定值,达到定值给矿的目的。控制回路稳定了磨矿机的给矿量,一般可提高磨矿机处理能力 3~5%,保证磨矿产品质量。

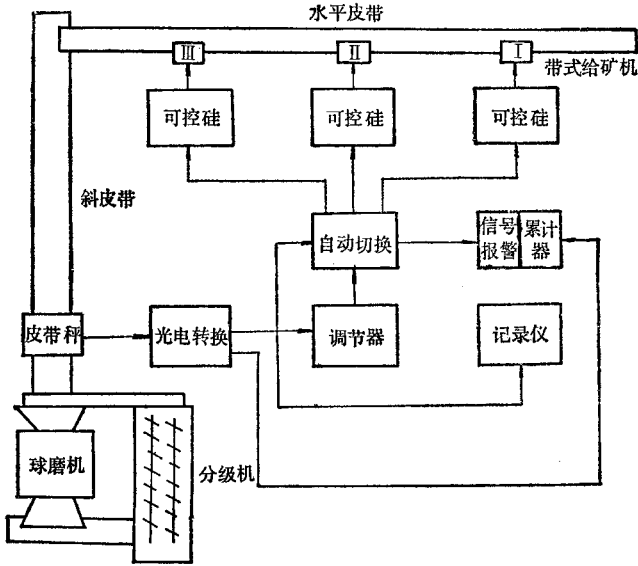


图 10-3-8 定值给矿控制系统框图

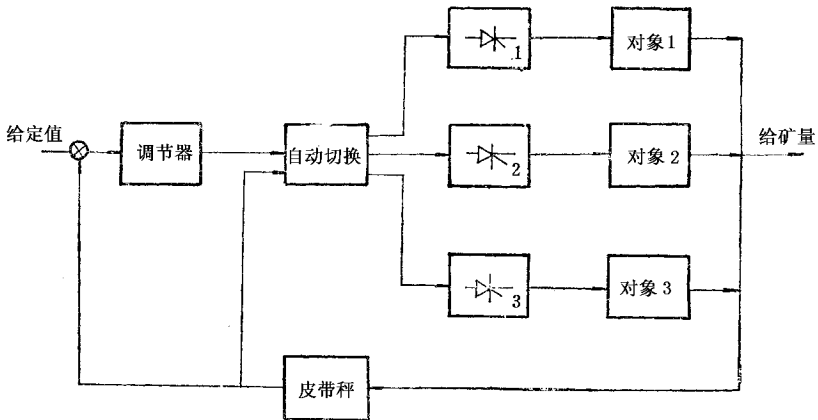


图 10-3-9 定值给矿控制原理框图

磨矿机给矿量检测可采用电子皮带秤,也可以利用原有机械式皮带秤改装,如用光电转换方式把皮带秤计数器转速转换成毫安信号,或用差动变压器把相应于皮带秤的矿量的位移信号转换为电压信号。

该控制系统有三台带式给矿机,工作时只用其中的一台供矿。当某供矿矿仓漏斗无矿时,皮带秤(光电转换装置)输出零信号,经自动切换装置的逻辑和时间判别,使无矿漏斗的给矿机停机,开动有矿漏斗的给矿机,并将调节器的输出信号切换至相应的可控硅调速器上。实现给矿机的自动切换,保证向磨矿机连续供矿。当各矿仓无矿或漏斗堵塞时,皮带秤输出都是无矿量信号,系统自动停止给矿机并发出报警信号。

给矿量的对象特性近似纯滞后一阶惯性环节,过程反应较慢,通常采用 PID 调节算法就能满足控制的要求。调节器的 PID 参数可用经验法整定。但是三台给矿机位置不同,致使对象的纯滞后时间不同,调节器的一组 PID 参数必须都能满足不同纯滞后的要求,以获得最佳的过渡过程。为此,改变了对象的放大系数,如改变相应给矿机的矿仓排矿口,纯滞后时间大的给矿机排矿口调得小些,该对象的放大系数相应减小。

这个控制系统用单元组合仪表来实现,也可以用计算机进行控制。

二、磨矿浓度前馈控制

在磨矿机—螺旋分级机闭路磨矿中,磨矿机的磨矿浓度自动连续检测是不易实现的。为满足工艺要求的磨矿浓度,通常采用前馈控制。其控制系统方框图见图 10-3-10。系统中采用微处理机进行回归分析,建立前馈控制的数学模型,计算出每个时刻的球磨机加水量的给定值,它与电磁流量计测得水流量信号比较,其偏差经过调节器运算,自动调节阀门开度,实现该给定值所要求的加水量。反馈回路在控制过程中能自动地消除由于供水管道中的水压波动对给水量所引起的干扰。

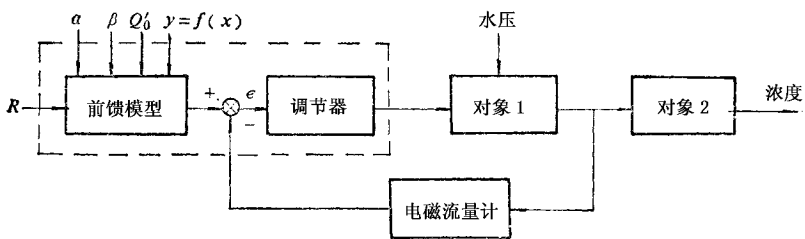


图 10-3-10 磨矿浓度前馈控制系统

系统的主要干扰因素是磨矿机给矿(干矿)量 Q_0 (吨/时), Q'_0 为含水分的矿量,分级机返砂(干矿)量 Y (吨/时),原矿水分 α (%),返砂液固比 β ,其调节参数是球磨机加水量 F_w (米³/时),被调参数是球磨机内矿浆液固比 R 。

给矿量信号取自电子皮带秤,返砂量信号是采用 YBG-3 有功功率变送器来测量螺旋分级机电机的功率,以此代表螺旋轴功率,作为返砂量信号。电机功率和返砂量根据取样实测的数据进行回归分析,经过变换和计算得到返砂量(Y)和电机功率(x)之间

的函数关系为：

$$Y = a + bx \quad (3-3)$$

返砂量用三点取样法测定,并由方差分析确定,用于某矿的 $b = 2.13$, $a = -52.87$,其函数关系为

$$Y = -52.87 + 2.13x \quad (3-4)$$

用直接称量返砂量的方法,确定返砂量与电机功率函数关系为

$$Y = -102.39 + 2.05x \quad (3-5)$$

用上述两种情况分别算出的返砂量数据都能代表实际返砂量,且误差小于 4%。

球磨机的加水量应根据球磨机的总给矿量成比例地添加,并扣除给矿及返砂中所含水量。根据物料平衡方程,推导出磨矿浓度前馈控制数学模型为：

$$F_w = [R(1-a) - a]Q'_0 + [R - \beta]bx + a \quad (3-6)$$

当系统没有水分测定仪时, α 、 β 取估计值。

根据此模型进行工业连续运行表明,在原矿处理量阶跃增量 30% 时,磨矿浓度仍能保持在给定值附近。

给水对象特性一般反应较快,有噪声,可选用比例、积分调节规律,以克服水压波动的干扰。

三、溢流浓度定值控制

在磨矿—分级闭路中,控制分级溢流产品粒度,主要是通过控制分级机的矿浆浓度来实现的。溢流浓度不仅影响磨矿产品质量,而且还影响浮选过程的工艺指标。因此,溢流浓度是磨矿过程一个重要操作参数。

分级机溢流浓度有多种控制方式,如浓度定值控制、定值和按给矿量比例控制等。但经常用的是浓度定值控制。以浓度为被调量和以添加水量为调节变量组成分级机溢流浓度控制系统,其方框图见图 10-3-11a,流程图见图 10-3-11b。

控制系统采用矿浆静压法并通过差压变送器来检测矿浆的密度变化。根据矿浆密度与矿浆浓度的关系式转换成浓度值(固体重量百分数)。当实测浓度值偏离浓度给定值时,其偏差经过调节器运算,其输出控制给水调节阀的开度,即增加或减少水量,使矿浆浓度值维持在给定值上,浓度的变化由记录仪指示和记录。矿浆浓度检测还可采用 γ 射线密度计、重浮子浓度计等,其控制系统大致一样的。

溢流浓度的对象特性是多阶惯性环节,有较大的滞后,一般可用纯滞后—阶惯性环节来近似处理。由于过程反应较慢,时间常数较大,通常选用 PID 调节规律,基本上能满足生产的要求。有的系统还采用按给矿量变化部分地改变溢流浓度,即在浓度定值控制

系统中用给矿量来修改部分给定值。详见图 10-3-11 多变量综合控制系统。

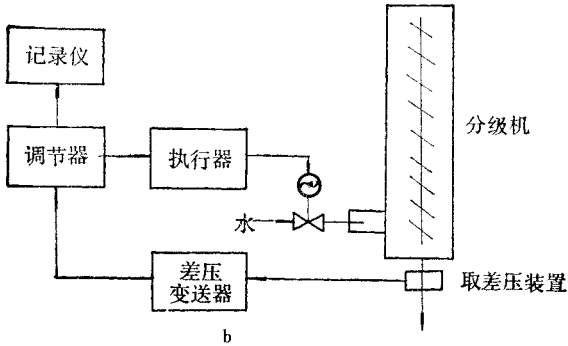
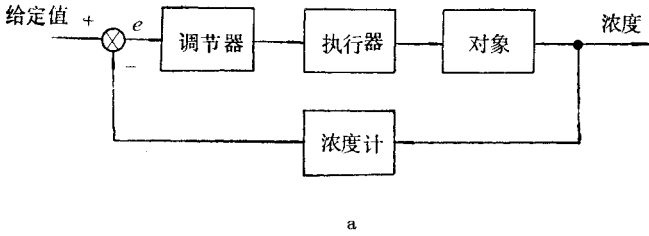


图 10-3-11 分级机溢流浓度控制系统

a—控制框图 b—流程图

四、磨矿多变量综合控制系统

磨矿回路不是单变量对象特性,而是多变量控制问题,而且磨矿回路的对象特性具有非线性、时变、大滞后的特性。如磨矿机的磨矿效率与装载量的关系,磨机的给矿量与磨矿浓度、分级机溢流浓度的关系等。所以,磨矿多参数综合控制系统就要考虑磨矿过程中主要参数及其相互间的影响,此外还要考虑浮选工艺对磨矿产品质量的要求。这样,传统的恒定给矿或简单的定值控制系统难以满足这些要求,必须采用多变量控制系统。JS-872 型磨矿机组控制系统就是多参数综合控制系统的实例。图 10-3-12 是 JS-872 型磨矿控制系统图,图 10-3-13 是该系统原理方框图。

在磨矿多变量控制系统设计中考虑了原有的各单参数控制回路,按主要控制量和被控量成对原则,由给矿量—磨矿机总装载量,磨矿机给水量—磨矿机矿浆浓度,分级机给水量—分级机溢流浓度三对参数构成三个基本回路,并把相互影响的参数引入这三个回路中,以满足工艺的要求。

磨矿机给矿控制回路是以给矿量和磨矿机装载量为被控量的串级控制系统,克服给

矿量和矿石性质变化等干扰影响。磨机装载量不仅受给矿量影响,而且表征了矿石性质变化,当矿石硬度和粒度变化时分级机返砂量随着变化,致使装载量改变。介质量(如钢球)和水量也是经常影响装载量的因素。因此,在控制系统中把装载量作为主环被控量。根据浮选工艺要求,给矿量需要基本稳定,故把给矿量作为副环被控量,按定值控制原则只在矿石性质变化较大时,才通过主环改变其设定值。为此,主参数(装载量)采用非线性控制器算法,这个回路也能完成给矿量定值控制。磨矿设备运转过程不断磨损,被控对象特性也随之改变(时变对象特性),应按经验由操作人员改变非线性控制器的设定值,或由监控级计算机按自组织模糊控制器原理自动改变设定值。

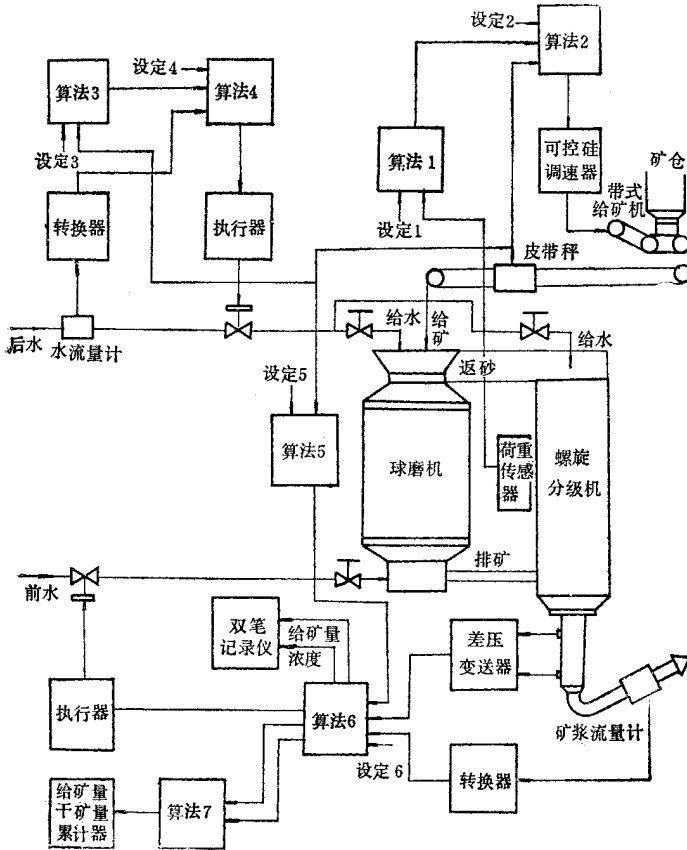


图 10-3-12 JS-872 型磨矿多变量控制系统图

磨矿机给水控制回路是以给水量和给矿量为输入参数的比值或比值一定值控制系统。在给矿量等于零时,要求冲洗分级机返砂的给水量不能为零,因此比值一定值控制较适合实际情况。由于返砂和给矿水份变化较大并未检测,因此比值一定值控制的设定参数按实际情况和经验确定。当然通过算法 4 也可实现给水量定值控制,这三种控制方式操作人员随时都可按工艺需要选用。

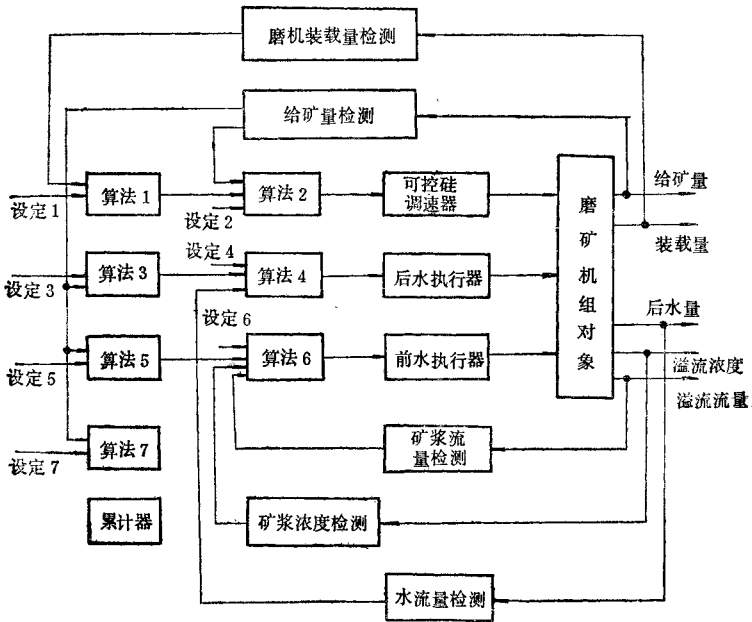


图 10-3-13 JS-872 型控制系统原理方框图

分级机溢流浓度控制其目的是控制溢流粒度。浓度控制通常采用定值控制系统,但考虑原矿给矿量变化对溢流体积流量和粒度影响,在回路中通过算法 5,引入给矿量变化对浓度设定值的修正,构成“(定值) \pm (给矿量比例)”的溢流浓度控制。在实际生产中由于矿浆体积流量对分级和浮选过程的影响较大,回路中引入矿浆流量检测值,并通过算法 6 来修改溢流浓度值,溢流浓度并不是恒定的,而大部分是固定的,小部分是变化的,构成双变量复合控制。该回路还可以采用流量代替浓度被控参数构成类似浓度各控制方式的溢流流量控制系统,也获得较好的控制效果,同时保证浮选液面的稳定。上述各种控制方式根据生产实际要求选用。

JS-872 型控制系统以 DDZ-III 型仪表为基础,采用可编程序调节器实现上述控制算法,也可用工业控制计算机来实现。可编程序调节器功能丰富、组态灵活,根据具体的工艺要求组态,应用中只要更换某些数据或按不同的按钮就可以实现上述各种控制状态的转换。此外,该系统还具有故障自诊断、显示报警功能,便于维护使用。

该系统除检测仪表和执行器外主要仪表都安装在控制室的控制柜中,操作人员在控制室内进行操作和管理。系统各调节回路的参数整定值参考表 10-3-4。

表 10-3-4 系统各调节回路的参数整定值

项 目	$\delta, \%$		T_1, min		T_d, min	
	副环	主环	副环	主环	副环	主环
原矿给矿回路	100	200	0.3	1.5	0.1	0.1
磨矿给水回路(定值)	50		0.05			
溢流浓度回路(定值)	50		1.5		0.4	

注： δ —比例度； T_1 —积分时间常数； T_d —微分时间常数。

一段磨矿闭路多参数控制有多种控制策略,其中比较简单时算法在上述三个回路间进行适当的连接和组态就能实现。复杂的算法由上位计算机或监控级进行运算,以其最优参数改变上述三个回路的设定值,进行磨矿优化控制。上述控制系统在结构上属于集散型。利用工业控制机,也可将其组成集中控制系统,来实现多参数控制。在控制策略上,可以根据生产实际情况和经验,采用各种不同的方式实现优化控制。例如某铁矿选矿厂一段球磨—分级控制系统,包括球磨机负荷、磨矿浓度、溢流浓度三个定值控制回路。球磨机负荷 Q 与给矿量 F 构成串级调节,实现负荷定值控制;磨矿浓度 D_1 按给矿量和返砂量比例给水实现开环控制,维持给定的磨矿浓度;溢流浓度 D_2 采用闭环定值控制,以稳定溢流粒度 Z 。根据选矿厂长期运行经验,对该矿不同性质的矿石,磨矿参数应用不同相应值,可得到较好的磨矿指标,实际数据参见表 10-3-5,其中相对可磨度 A 值为

$$A = D_2 + Z \quad (3-7)$$

表 10-3-5 最佳操作参数值

原矿性质		相对可磨度 A 值	溢流粒度 $Z, \%$	溢流浓度 $D_2, \%$	磨矿负荷 (仪表读数) Q, mA	磨矿浓度 $D_1, \%$	给矿量 $F, \text{t/h}$
硬 矿	难选	78	50	28	15.2	85	93
	好选	82	49	33	14.4	83	96
中硬矿	↓ 难选 ↓ 好选	89	50	39	13.6	83	98
		89	46	43	13.6	83	108
		89	44.5	44.5	13.6	83	114
		89	43	46	13.6	83	118
		89	40	49	12.8	81	125
软 矿		>91	50	43	12	81	104

操作人员根据前一小时生产的精矿品位实测值,由经验确定溢流浓度 D_2 值,即可知道所处理的矿石类型和磨矿过程的控制参数,其中 Q 、 D_1 、 D_2 作为三个回路的设定值由人工置入回路中,实现磨矿优化控制。从品位分析到设定值改变也可以由计算机自动进行。

第三节 选别过程控制

选别过程控制包括浮选、重选、磁选等过程参数自动控制。

浮选过程控制是按照浮选过程要求的最佳工艺条件和给定参数进行控制。其目的在于稳定浮选作业,实现浮选过程最佳化,以获得合格的精矿品位,提高有用金属的回收率,降低浮选药剂等原材料的消耗,最终获得最好的技术经济指标。为此,需对浮选药剂剂量、矿浆 pH 值、浮选槽液位、浮选机充气量等主要工艺参数进行控制。此外,还有矿浆浓度、矿浆温度、泡沫层厚度、溜槽加水量等工艺参数也可作为控制参数。

浮选过程控制,在 20 世纪 60 年代就开始采用局部的单回路—稳定控制;到了 60 年代末,X 射线荧光分析仪已成为选矿厂自动化的核心设备;70 年代开始,在矿物性质变化大的选矿厂,采用了多变量控制方法。近年来,由于电子计算机进入浮选过程控制,使得选矿自动化水平有了很大的提高。

重选、磁选等自动控制应用得比较少,大多数是与设备一起构成单机控制。本章重点介绍浮选过程控制,对重选举例进行说明,供应用与设计参考。

一、浮选矿浆 pH 值控制

浮选矿浆 pH 值对浮选指标有很大的影响,矿物只有在适合的 pH 值下才能充分地浮选或被抑制,药剂只有在适合的 pH 值下方能发挥充分的作用。因此,必须对浮选矿浆 pH 值进行自动控制。

pH 值的控制通常有两种方法:

(1)定值调节,使 pH 值保持恒定。这是国内一些选厂较为普遍采用的一种方法。图 10-3-14 所示的矿浆 pH 值自动调节系统,由 PHGF—13 酸度发送器、PHG—21A 型工业酸度计以及电子电位差计、调节器、伺服放大器、执行器等组成。调节阀是开启式分流阀,可随时清理阀中的淤渣,能经常保持石灰乳的畅通。图 10-3-15 及图 10-3-16 所示是另一种型式的 pH 值自动调节系统。该系统的特点是在调节系统中采用了采样的时间调节器。使整个调节过程间断地进行,因而克服了因调节对象滞后时间长而产生的超调与振荡现象;采用了石灰乳浓度自动调节,将石灰水的浓度保持恒定。石灰乳的浓度测量采用电寻法进行。pH 检测和控制也可采用带微机的 8701 型 pH 检控仪,它具有 pH 检测和控制功能,并带有电极自动清洗装置,更适合于矿浆的 pH 检测和控制。

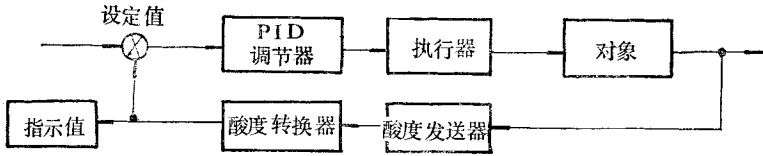


图 10-3-14 pH 值调节系统框图

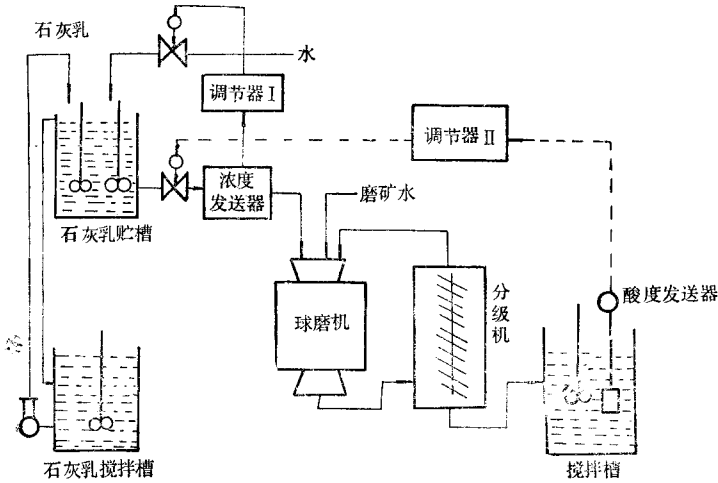


图 10-3-15 pH 值调节过程流程图

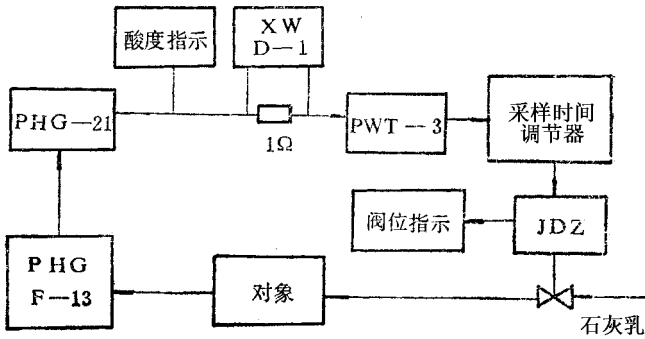


图 10-3-16 pH 值调节系统方框图

(2) 跟踪矿石性质的变化及时调节 pH 值, 以获得较好的浮选指标。如在铜镍混合浮选的过程中利用调节 pH 值来取得最大可能的回收率。系统中采用一种以统计学上的“尝试法”为基础的调优运算法 (EVOP), 以寻求最佳运行点。它通过分时计算机控制程序, 随着一个预定的统计模型, 自动地改变 pH 的给定值, 使浮选过程进入一个新的稳定运行状态, 然后利用载流 X 射线分析仪分析原、精、尾矿的品位, 并计算出回收率, 将其与以前的回收率进行比较, 以确定下一步 pH 给定值的变化方向和数值, 使之达到最佳回收

率,这种探索过程是不断进行的。通常是每 6 分钟一次。

在装设 pH 控制系统时,要注意 pH 计探头安装位置的选择。不要把它装在过于靠近添加石灰的地方使石灰乳尚未与矿浆充分混合就为探头所检测;也不能使两者相距太远,增加调节对象的滞后时间。应考虑检测点的代表性,它能反映整个对象的 pH 值。

二、浮选加药量控制

浮选过程中的加药量直接影响浮选指标。它仍然是大多数有色金属浮选厂用以控制浮选过程的主要控制量。调节浮选作业的加药量能捕收更多的有用金属,抑制无用矿物,是保证浮选指标的一个重要途径。另一方面,药剂量容易实现控制,方法简单,因而采用药剂调节作为主要的控制手段。这里介绍两种浮选药剂量的控制方式。一种是采用微机加药机实现定时定量加药。一种是采用载流分析仪(或半在线分析仪),通过测量金属品位计算出相应的加药量,并进行控制。同时可控制 5~48 点的药量,效果显著,可提高金属的回收率和节省大量的药剂。

1. 微机加药机

微机加药机是控制电磁阀的通、断时间来达到对多个加药点,如 48 点进行定时、定量加药,并将各加药点的有关参数显示在 CRT 屏幕上。这就改善了加药控制,根据加药过程中各工艺参数的变化情况,可及时修改各设定值。国内已有 WG—10、BBH—1、DGY、WGY—1、WGY—2 等型号加药机。

例如 BBH—1 型加药机是由电磁阀控制的定量瓶装置、TP—801B 单板机、CRT 显示及打印机组成。

电磁阀与定量瓶装置见图 10-3-17 所示,是加药机的执行器,浮选药剂溶液以一定高度贮存在贮药箱中。虹吸管通过电磁阀将贮药箱与定量瓶接通。电磁阀断电时,电磁铁下落将放药管堵塞,依靠贮药箱药剂固定液面高度的压力,药剂通过虹吸管、电磁阀流入定量瓶,直到充满为止。定量瓶药剂容积,根据该药用量和贮药箱内药剂液位确定。当电磁阀通电时,电磁铁提起,堵塞电磁阀上端的虹吸管,贮药箱中的药剂不能流出。电磁阀下端的出口打开,定量瓶中的药剂通过电磁阀流入放药管,并进入浮选槽。

利用 TP—801 单板机 I/O 译码器的 PS0、PS5、PS6 三个输出端,连接三片 PIO 芯片。当 PIO 作方式 0 输出时,三片 PIO 共有 48 个输出端,连接 48 个电磁阀驱动电路。当 PIO 某个输出端置“1”时,输出为高电平(+3.6 伏电压),经驱动器使电磁阀线圈通电,电磁铁被提升。当 PIO 某点输出为“0”时,输出为低电平(0 伏电压),电磁阀线圈断电,电磁铁下落堵塞放药管,定量瓶又开始充药。方框图见图 10-3-18 所示。

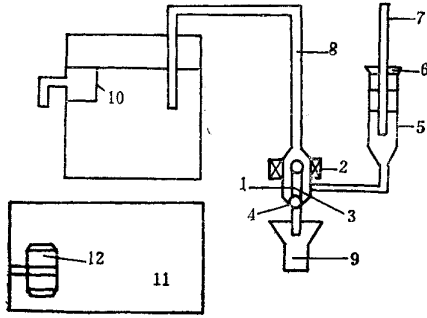


图 10-3-17 执行机构

1—阀体 2—线圈 3—铁芯 4—玻璃球 5—定量瓶 6—胶塞 7—硬塑料管；
8—虹吸管 9—漏斗 10—溢流式贮药箱 11—药箱 12—返回泵

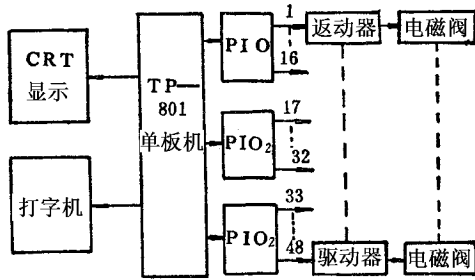


图 10-3-18 电路框图

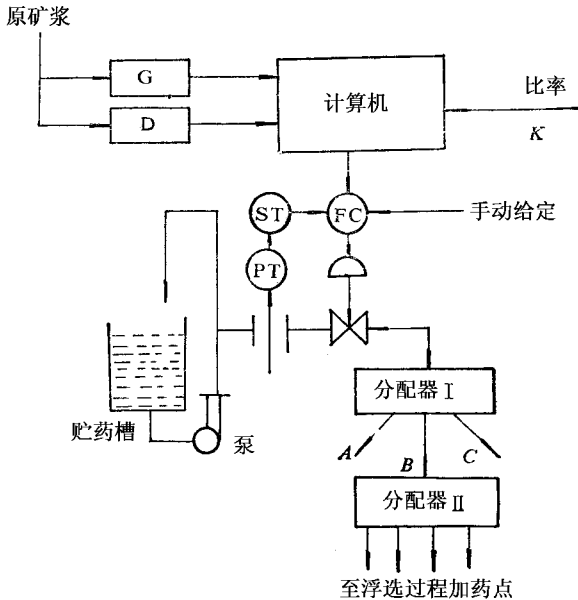


图 10-3-19 按给矿量控制加药量流程图

G—矿浆流量计 ;D—矿浆浓度计 ;PT—差压变送器 ;ST—开方器 ;FC—流量调节器

单板机将定量加药的有关数据显示在 CRT 屏幕上。每 8 小时打印一次每点每分钟加药量和 8 小时累计加药量。

此法加药时间精度可达 0.1 秒,加药精度可达 0.1 毫升。

2. 按原矿的给矿量比例控制加药量

这是一种最简单的控制方式,如图 10-3-19 所示。计算机将原矿矿浆的流量和浓度信号换算成原矿的干矿量,根据干矿量与预定的比率(每吨矿石的加药量)算出所需要的药剂量,作为流量调节器的给定值,通过调节器对药剂进行调节,再通过分配器将药剂分配到各浮选槽组的加药点。采用这种控制方式,需将药剂浓度保持恒定,否则要进行浓度补偿。贮药槽的液位与药剂循环回路的压力需要保持一定。

给矿量的信号也可直接来自给矿皮带秤的输出。如图 10-3-20 所示。在缺乏计算机的情况下,也可用常规仪表代替计算机。

3. 按原矿的金属量比例控制加药量

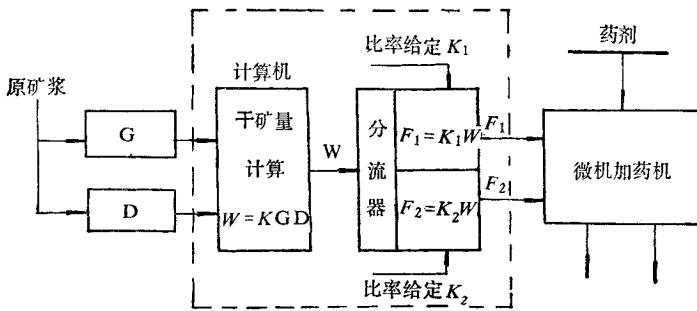


图 10-3-20 按给矿量控制给药量框图

G—矿浆流量计;D—矿浆浓度计

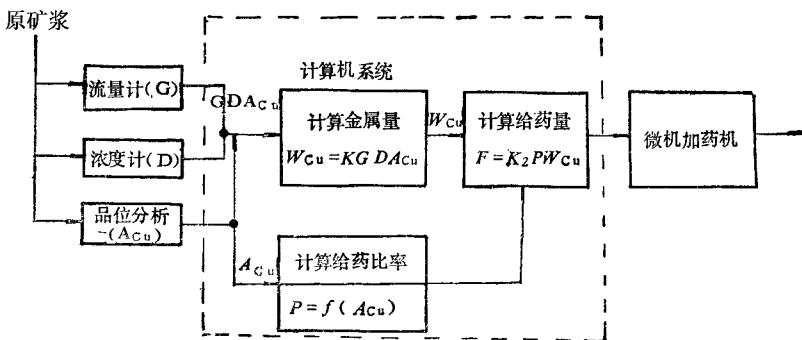


图 10-3-21 按原矿金属量控制药量的框图

对于像捕收剂这样的药剂,其添加药量不但与给矿量有关,而且与原矿中需要选别的金属品位有关。因此,一般多采用按原矿的金属量比例控制加药量。如图 10-3-21

所示。其中给药比率(每吨金属量的加药量)可以手动给定,也可以根据原矿品位,按一定关系式给出。

4. 按原矿的金属量及尾矿品位控制加药量

浮选过程比较复杂,利用前述两种简单的前馈控制不能克服其他干扰的影响,只能对药剂进行粗略的控制。因此,必须采用另外一些能反映浮选效果的参数加以修正。在这些参数中,最常用的是尾矿品位。图 10-3-22 是铅锌混合浮选所采用的药剂控制方框图。它是按原矿的金属量及尾矿品位以前馈—反馈方式控制各种药剂量的,其控制公式是:

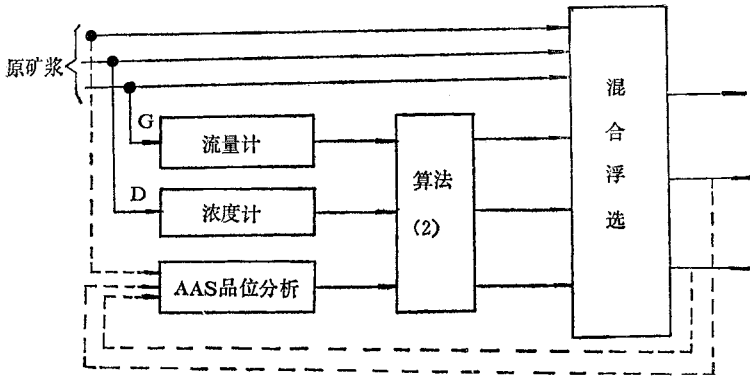


图 10-3-22 按原矿金属量和尾矿品位控制加药量框图

$$F_1 = A_{i_1} x + B_{i_1} Zn_1 + C_{i_1} + D_{i_1} E \quad (3-8)$$

$$F_2 = A_{i_2} x + B_{i_2} Zn_1 + C_{i_2} + D_{i_2} E \quad (3-9)$$

$$F_3 = A_{i_3} x + B_{i_3} Zn_1 + C_{i_3} + D_{i_3} E \quad (3-10)$$

式中 $F_1、F_2、F_3$ ——单位时间内的硫酸铜、黄药和起泡剂的添加量;

x ——原矿的金属量(锌);

Zn_1 ——尾矿中的(锌)品位;

$A_{i_1 \sim i_3}、B_{i_1 \sim i_3}、C_{i_1 \sim i_3}、D_{i_1 \sim i_3}$ ——根据矿石类型确定的常数;

E ——尾矿品位的附加修正系数:

$$E = E_1 + K \quad (3-11)$$

式中 E_1 ——20min 前的尾矿品位附加修正参数;

K ——尾矿品位修正系数,按照给定的尾矿品位与 40、20 分钟前以及现在的尾矿品位比较后确定的,实际上反映着尾矿变化的趋势,其值为 1.0, -1。

5. 按回收率和精矿品位控制加药量

尾矿中 有用矿物含量在一定程度上能反映浮选作业效果,但当矿物性质变化时,并不能保证浮选过程达到预定的指数。因此,需进一步直接按回收率与精矿品位来控制药剂剂量。

图 10-3-23 示出铅锌浮选回路捕收剂的控制方框图。它是以前馈—反馈控制方式为基础的。

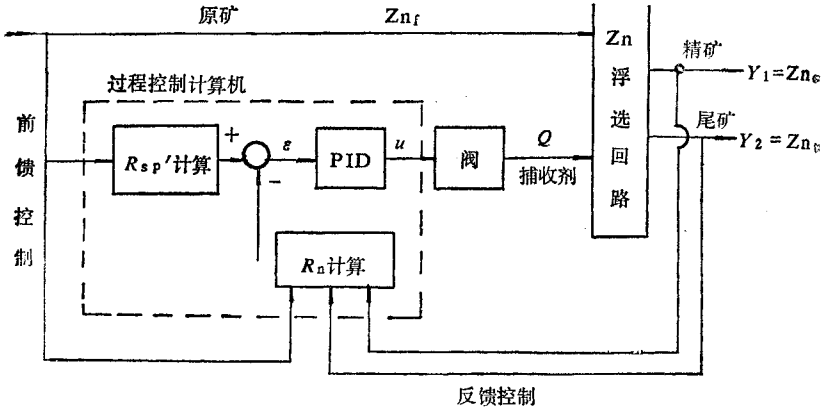


图 10-3-23 铅锌浮选回路捕收剂控制框图

载流 X 射线分析仪将原、精、尾矿中锌的品位 Zn_f 、 Zn_c 、 Zn_e 信号送入过程控制计算机,计算机首先根据原矿品位算出新的回收率给定值 R'_{SP} :

$$R'_{SP} = [R_{SP} + (Zn_f(n) - Zn_f(n-1)) \cdot C] \quad (3-12)$$

式中 R_{SP} ——预定的回收率给定值 ;

$Zn_f(n)$ 、 $Zn_f(n-1)$ ——第 n 次和第 $n-1$ 次的原矿品位 ;

C ——经验系数 ($C = 6.666$)。

然后 根据 Zn_f 、 Zn_c 、 Zn_e 计算出实际的回收率 R_n 。如 $R_n \geq R'_{SP}$,则应用(3-12)式算出捕收剂添加量 Q_n 。

$$Q_n = \{ Q_{n-1} + Q_{n-1} [\alpha K (R_{SP} - R_n) + \alpha K (R_{n-1} - R_n)] \left(\frac{Zn_c}{Zn_{cp}} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (3-13)$$

如 $R_n < R'_{SP}$,则应用(3-14)式算出捕收剂添加量。

$$Q_n = \{ Q_{n-1} + Q_{n-1} [\alpha K (R_{SP} + Zn_f(n) - Zn_f(n-1) \cdot C] + \alpha K (R_{n-1} - R_n) \left(\frac{Zn_c}{Zn_{SP}} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (3-14)$$

式中 Q_n ——第 n 次的捕收剂添加量 ;

Q_{n-1} ——前一次即第 $n-1$ 次运算的捕收剂添加量 ;

- R_{sp} ——预定的回收率给定值；
- $R_n、R_{n-1}$ ——第 n 次和第 $n-1$ 次的回收率；
- αK ——调节系统的增益参数(整定 $\alpha K = 0.01$)；
- I ——调节系统的系数(整定 $I = 3$)；
- $Z_{n_{sp}}$ ——精矿中 Z_n 品位的给定值；
- Z_{n_c} ——第 n 次精矿中 Z_n 的品位。

在整个系统中,设有调节极限值。当算出的添加量超出极限值时,计算机即通知操作人员。此外,在给定值附近通常规定一定的不灵敏区,以免由于一些不明确的误差而引起调节回路的振荡。

三、浮选槽液位控制

利用浮选槽液位来控制浮选指标。浮选过程中精矿泡沫的上部品位最高,越向下则品位越低,这样,当浮选槽矿浆液位升高时,泡沫刮出量增多,回收率高,但精矿品位则下降,尾矿品位也下降。因此,可以通过浮选槽液位的调节来控制浮选指标。图 10-3-24 所示的是利用浮选槽液位来控制尾矿品位的流程图。该系统中采用反馈控制,将 X 射线分析仪所测得的尾矿品位与给定的尾矿品位相比较,其差值按算法 I 计算出所需要的槽液位变化量,控制尾矿排矿阀,以保持液位稳定和要求的尾矿品位。这里,若以精矿品位代替尾矿品位参数和相应的算法 I,本系统也可实现精矿品位控制。

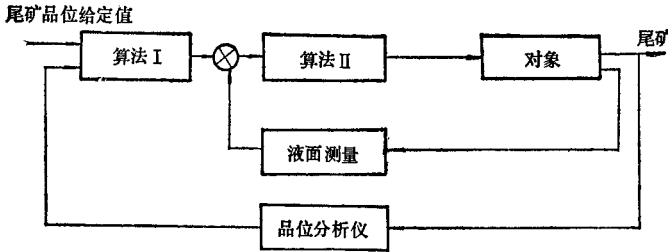


图 10-3-24 利用浮选槽液位控制尾矿品位框图

浮选槽液位的检测多采用浮标式液位计或吹气式液位计。浮标表面涂以涂料,把它安放在一个圆筒内以减少槽内液位波动对浮标的影响,最好具有喷水清洗装置。

四、离心选矿机控制

根据矿石、矿浆性质合理地控制离心机转鼓转速和选矿周期可获得较好的选矿质量。在选矿厂自动化设计中,考虑矿石性质的多变性,采用 PM550 可编程控制器(简称

PC)作为离心机的顺序控制装置。

1. 离心选矿及控制原理

图 10-3-25 是离心机选矿的结构示意图。根据不同密度和粒度的矿粒在离心力作用下沿径向的沉降率不同,使有用矿物沉降在离心机腔壁上,排出无用矿物以达到有用矿物与无用矿物的分离。

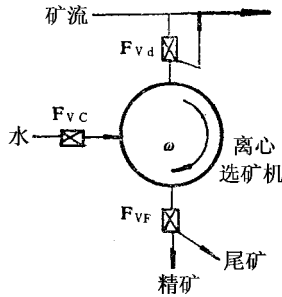


图 10-3-25 离心机选矿示意图

F_{vd} —断矿电磁阀, F_{vc} —冲矿电磁阀, F_{vf} —分矿电磁阀

矿物在离心力作用下沿径向沉降速度为

$$\frac{dr}{dt} = \frac{D^2(\rho_s - \rho)}{18\mu} \omega^2 r \quad (3-15)$$

式中 r ——矿粒径向移动距离;

D ——矿粒直径;

ρ_s ——矿粒密度;

ρ ——矿浆密度;

ω ——离心机转鼓角速度;

μ ——矿流粘度。

在工程中,转鼓角速度 ω 由驱动电机转速决定。因此,在矿流性质一定的情况下,矿粒进入沉积区的时间为

$$t = \frac{18\mu}{D^2 \omega^2 (\rho_s - \rho)} \ln \frac{r_2}{r_1} \quad (3-16)$$

当矿浆流入离心机时,矿物颗粒在离心机腔壁上沉积。给矿时间过长,沉降层过厚会使选矿质量变坏,给矿时间过短,使处理量变小,不能发挥离心机效率。因此,离心机选矿是按一定时间给矿→断矿→分矿、冲矿→再给矿周期性进行的过程。各工序时间由矿浆性质和离心机转鼓转速决定。

2. 控制装置选择

长期以来,各选矿厂曾采用光电圆盘式或时间继电器方式对离心机各工序电磁阀进行控制。当矿流性质变化频繁时,这两种方式就存在较大的缺点,一旦设备安装完毕,再更改控制时间很困难,适应性和可靠性均较差。

采用 Z80 单板机程序控制装置在性能上虽有所提高,但中间环节增多,编程复杂。

PC 技术的发展,为离心机控制提供了一种新的有效方法。这里选用了 PM550 可编程序控制器。

3. 控制程序编制

为使给矿砂泵供电均衡,将 16 台粗选和 8 台扫选离心机按时间均分为 8 组,12 台精选离心机分为 6 组进行控制。其中扫选控制程序见图 10-3-26。

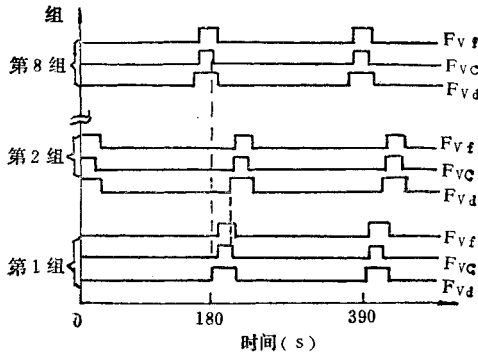


图 10-3-26 离心机分组控制时序图

每台(组)离心机的工作周期按梯形图编程,以第一台粗选离心机为例,其程序梯形图如图 10-3-27 所示。

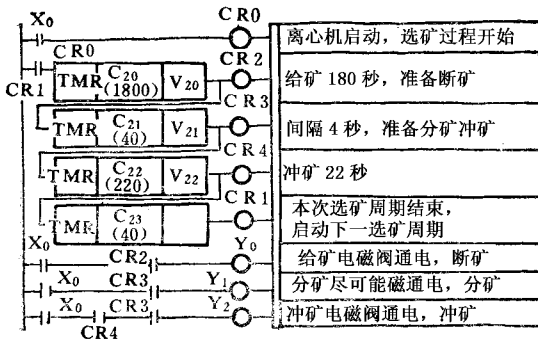


图 10-3-27 离心机顺控程序梯形图

在程序设计中考虑了电磁阀误动作诊断环节。即在每次起动电磁铁前检查离心机的工作状态,若离心机处于运行状态,则延时接通电磁阀;若离心机处于停止状态,则电

磁阀断电。

第四节 脱水过程自动控制

脱水是采用湿式选矿必不可少的工序。脱水有精矿脱水、尾矿脱水、洗矿脱水等。精矿脱水能精确控制精矿水分,减少精矿损失;尾矿脱水是为了减少排出量,降低能耗,回收过程用水;洗矿脱水是为了回收细泥中有价物料,提高回收率,降低能耗。

脱水过程包括浓缩、过滤和干燥三个主要阶段。浓缩以提高过滤效率,干燥以进一步降低水分。

本章重点介绍精矿脱水控制,对浓缩机底流排矿浓度控制和浓缩机控制举例进行说明,其控制策略供应用与设计参考。干燥工艺在我国选矿过程中较少采用。

一、精矿脱水控制系统

精矿脱水是根据最终产品含水量的要求,通过浓缩、过滤和干燥三个阶段完成。浓缩脱水和过滤脱水分别在浓缩机和过滤机中完成。

精矿脱水不仅能精确控制精矿水分和降低能耗,而且还能减轻岗位工人劳动强度、改善劳动条件。

1. 工艺要求与控制目的

某铅锌矿选矿脱水系统由真空泵、浓缩机、排矿阀门、矿浆提升泵、脱水过滤机、精矿电子秤、放水排液缸等设备组成。脱水工段设备连接图如图 10-3-28 所示。脱水作业采取间断工作制,根据浓缩机底流浓度及浓缩池中矿量决定作业开车或停车。

根据工艺要求,采用计算机进行脱水过程控制。控制系统实现下列检测与控制。

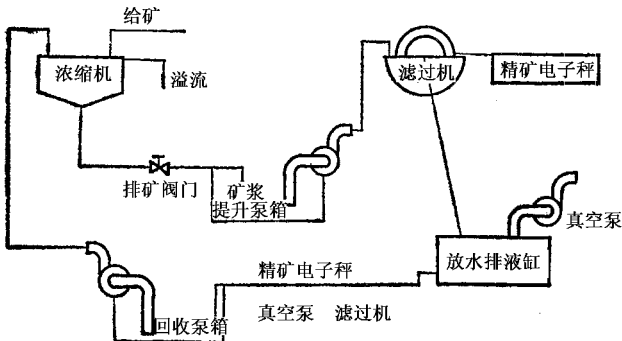


图 10-3-28 脱水工段设备连接图

(1) 浓缩池底流浓度的监测与控制,越限时可自动报警,保证浓缩池传动系统的安全运行。

(2) 浓缩机底部矿量的检测。

(3) 放矿阀门开、闭控制,故障检测及报警。

(4) 过滤机内矿槽液面检测及报警。

(5) 过滤机及其辅助设备的开、停控制。

(6) 矿浆提升泵池溢出检测与报警。

(7) 对六台过滤机的精矿产品进行称量、数据处理与报表输出。

2. 控制系统构成

微机控制系统由 ZD-065 II 基本系统(包括 4KB 监控、8KBBASIC、4KB 汇编、4KB 应用程序等,程序均固化在 EPROM 中)、磁带机、终端机、CRT、打印机、电源等组成。开关量输入、输出采用光电耦合隔离。系统框图见图 10-3-29 所示。

控制系统软件由四个功能模块构成。由主程序将各功能模块有机地连接起来,构成完整的脱水控制软件。

(1) 输入操作模块

全部控制参量、设定值、初始化程序等在输入操作块内完成。

(2) 接口功能模块

模拟量输入信号、开关量输入/输出信号、实时时钟中断处理信号等,通过并行接口完成输入与输出的控制功能。接口功能模块由 45 个功能子程序组成。各子程序用汇编语言编制并固化在接口功能块上。

(3) 数据处理模块

用于 A/D 采样后数据处理、各种条件判别及精矿量计算等。

(4) 输出控制模块

完成单键汉字显示、时间显示、故障显示、检测数据打印输出。

控制程序采用汇编语言与 BASIC 语言相结合方式编制。与接口有关的功能模块均采用汇编语言编程,与用户发生关系的子程序及主程序均采用 BASIC 语言编程。这样解决了外界与主机交换信息的速度问题,便于人机对话。系统还有诊断与自诊断功能。控制系统软件见图 10-3-30 所示。

3. 脱水过程参数

在脱水控制系统中,所检测的模拟量有浓缩池底流浓度、浓缩机底部矿量、精矿重量。

(1) 浓缩池底流浓度的检测

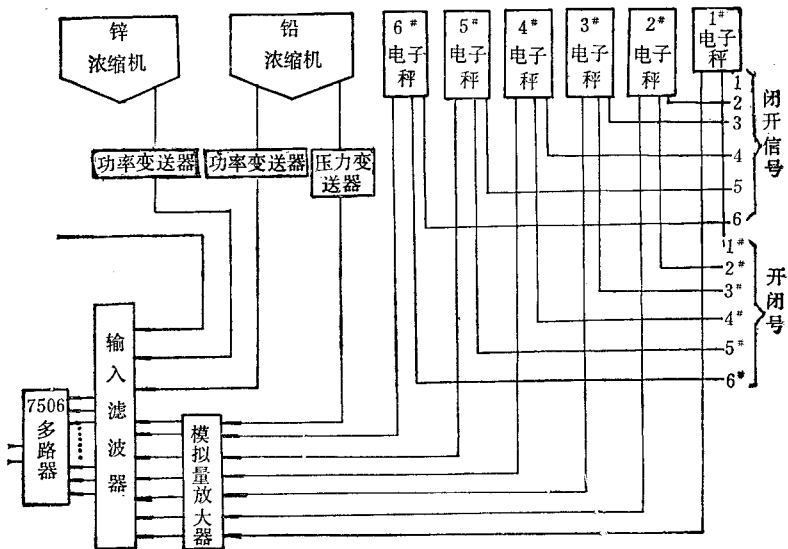
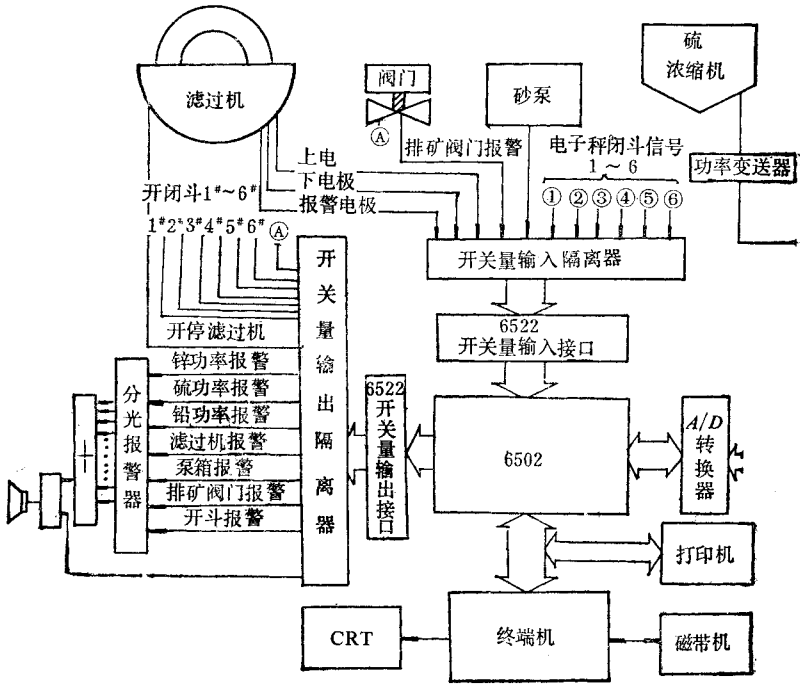


图 10-3-29 脱水系统微机控制框图

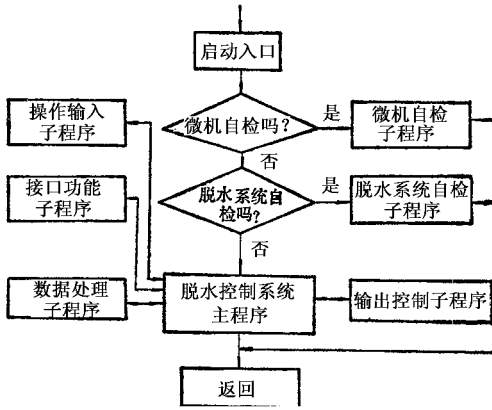


图 10-3-30 脱水控制系统软件框图

矿浆在浓缩池浓缩过程中,矿浆底层浓度的变化使浓缩机传动电动机的输入功率有明显的变化,可间接地反映矿浆浓度的变化。

输入功率低,矿浆浓度低,过滤时滤饼薄而透气,脱水效果不好,浪费滤布。输入功率高,矿浆浓度高,浓度过高又易堵塞管道,损坏传动轴及传动齿轮。因此,利用浓缩机压缩区的矿浆浓度来控制放矿阀门、矿浆提升泵、脱水过滤。

(2) 浓缩机底部矿量检测

浓缩机底部的精矿量检测是在钢管内通过阀门经常注入少量的水,使管内的水位与浓缩机内矿浆对底部的压力平衡。由于浓缩机有固定的容积,如内部矿量发生变化,则底部所受的压力将发生变化。这样,通过压力变送器间接测量其矿量。

(3) 精矿重量检测

脱水后的铅、锌、硫等精矿产品分别通过电子秤进行称重。由压力传感器转换。

当各精矿称量达到设定值时,微机自动检测总重并发出卸精矿信号。当精矿倒入精矿仓后,自动检测精矿称皮重。最后经过数据处理,定时打印出各班的精矿产量。

在模拟量检测过程中,分别对铅、锌、硫三台浓缩机底流浓度信号,铅浓缩机底部矿量信号以及六台精矿称的精矿重量信号等实现了随机采样、模/数转换和数据处理,并采取相应的抗干扰措施。

(4) 开关量输入信号检测

脱水过程的过滤机液槽内控制液面信号,报警液面信号,矿浆提升泵箱超重量信号,放矿阀门位置信号,精矿秤的状态信号等,通过微机检测和逻辑判别,参与脱水过程控制。

对过滤机液槽内液面报警电极损坏,砂泵箱矿浆外溢,放矿阀门打不开或不关闭等,在系统中安装了报警检测。由显示器自动显示测量结果,通过开关量输出电路及时输出

报警信号和故障部位,同时采用自动或手动关闭放矿阀门等安全措施,避免精矿在脱水过程中跑、冒、漏等现象发生。

4. 脱水过程控制方式

系统的主要控制有:过滤机的启停控制,矿浆提升泵箱的液位控制,放矿阀门的开、闭控制,以及脱水控制过程中发出的八路报警控制信号。

(1) 浓缩机底流浓度和矿量控制

当底流浓度和矿量满足规定值时,进行放矿控制。放矿条件:

$$Y = A \cdot B \cdot C \cdot D$$

式中 A ——浓缩机功率,上限值 $\geq A >$ 下限值;

B ——浓缩机矿量,上限值 $\geq B >$ 下限值;

C ——矿浆提升泵箱液位, $C \leq$ 下限值;

D ——过滤机液位,上限值 $> D$ 。

当条件满足时,依次打开放矿阀门、启动砂泵,对过滤机给入矿浆,进入精矿脱水的工艺过程。

(2) 过滤机液槽内液位控制和报警

液位过高,会影响脱水效果。液位过低,亦对脱水不利。

(3) 精矿秤控制

当脱水后的精矿量达到设定值时进行精矿秤控制。

(4) 矿浆提升泵箱的液位控制

砂泵箱液位低于下限电极时,打开排矿阀门,启动砂泵,向过滤机放矿;当砂泵箱的液位处于上限时,必须关闭放矿阀门。高于上限值,进行报警显示,防止矿浆外溢。

(5) 报警控制系统

脱水过程中出现铅、锌、硫的浓缩机功率超限信号、砂泵箱超重信号、过滤机内电极故障信号、放矿阀门故障信号、精矿秤满载信号等与预先存放在内存中相应给定值进行比较,通过开关量输出声光报警,并及时对故障进行处理,保证脱水过程的正常运行。

5. 控制系统主要特点

控制系统主要有如下特点:

(1)系统在输入/输出中采用了可靠的隔离技术,解决了观场干扰的问题。

(2)在软件设计方面采用了模块化结构。采用了汇编语言与 BASIC 语言交叉编程,应用比较灵活方便。

(3)采用该系统后,该厂铅过滤效率提高 3.1 倍,锌提高 1.6 倍,铅精矿含水降低 2~10%,达到 11% 锌精矿含水量降低 0.5~7.5%,达到 13% 有较好效益。

二、浓缩机底流排矿浓度自动控制系统

在生产中,浓缩机底流排矿浓度波动大,人工难以精确控制,直接影响选矿工艺指标。采用浓缩机底流排矿浓度自动控制系统,实现了对浓缩机底流矿浆浓度的自动检测,通过底流排矿流量的自动调节,实现了底流矿浆在给定范围内的自动控制,达到稳定生产流程,提高生产效益的目的。

1. 控制方案

根据工艺对系统控制指标的要求,采用模拟人工调整的方法,在砂泵出口的管道上,分别安装一台浓度计和电动调节阀,通过底流矿浆浓度的检测,自动调节电动调节阀的开启度,以改变底流排矿流量,使矿浆浓度稳定在某一个给定的范围。

2. 系统配置与控制原理

系统配置由浓度检测、排矿流量调节和执行器等组成。系统配置见图 10-3-29。

底流浓度检测由安装在砂泵出口管道上的 FD-3 型 γ 射线浓度计进行的。

排矿量调节由安装在砂泵出口管道上的 ZSX-BS 型 152.4 毫米(6 英寸)胶管阀、FC 伺服放大器、交流伺服电机和位置发送器的 DKZ-510 直行程电动执行器进行。除调节胶阀开关程度外,同时还采用 DFD-09 型电功操作器,实现手动与自动运行的转换。

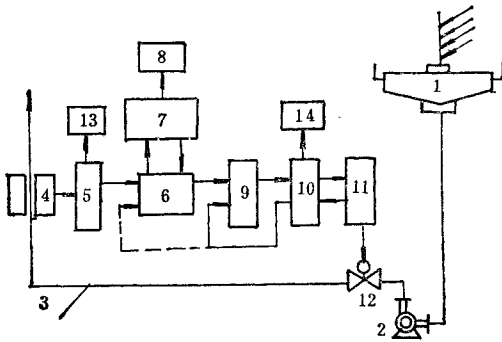


图 10-3-31 系统配置示意

- 1— $\phi 30\text{m}$ 浓缩池 2— $\phi 102\text{mm}$ 砂泵 3— $\phi 152.4\text{mm}$ 矿浆管道;
 4—FD-3 型浓度计探头 5—浓度计主机 6—A/D-V/A 转换器;
 7—TP-801 单板机 8—TP-801P 打印机 9—FC 伺服放大器;10—
 DFD-09 电动操作器;11—DKZ-510 电动执行器;12— $\phi 152.4\text{mm}$
 胶管阀;13—浓度指示表;14—阀位指示表

系统控制原理如下:首先由浓度计实测底流矿浆浓度值,输出一个反映浓度值大小的电流信号,此信号一方面由电流表指示,另一方面经 A/D 转换,输入到计算机进行处

理。实测浓度值在计算机内与给定浓度值进行比较、判断,若浓度值大于给定范围,则计算机通过 D/A 转换后输出的调节信号相应增大,进行开阀调节;反之,调节信号相应减小,进行关阀调节。开(关)阀程度的大小取决于调节信号增(减)量的大小,而当浓度值恰好在给定的范围内时,调节信号不变,从而阀位不予调节,维持原来状态。这样就实现了胶管阀的自动调节。程序框图见图 10-3-32。

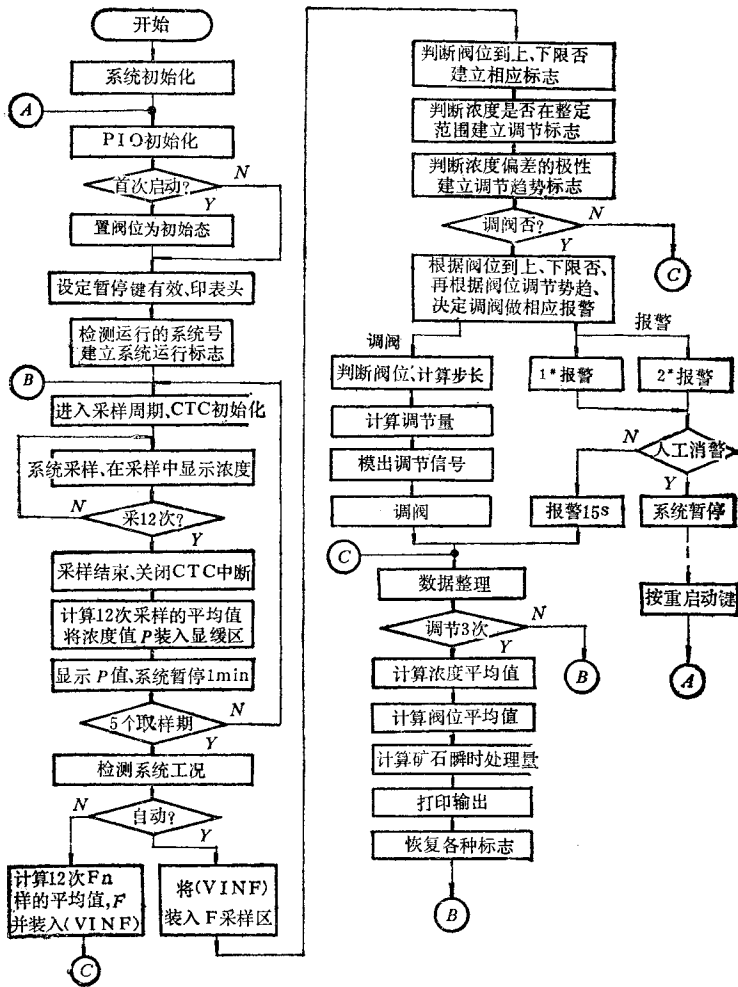


图 10-3-32 控制程序的流程方框