

第六篇

浮选机械设备

第一章 浮选工艺原理

影响浮选过程的工艺因素很多,其中较重要的有:(1)粒度(磨矿细度);(2)矿浆浓度;(3)药剂添加及调节;(4)气泡和泡沫的调节;(5)矿浆温度;(6)浮选流程;(7)水质等。

经验证明,浮选工艺因素必须根据矿石性质的特点并通过试验研究来确定和选择,才能获得最优的技术经济指标。

第一节 粒 度

为了保证浮选获得较高的工艺指标,研究矿粒大小对浮选的影响以及根据矿石性质确定最适宜的入选粒度(细度)和其他工艺条件,是具有重要意义的。

一、粒度对浮选的影响

浮选时不但要求矿物充分单体解离,而且要求有适宜的入选粒度。矿粒太粗,即使矿物已单体解离,因超过气泡的浮载能力,往往浮不起。各类矿物的浮选粒度上限不同,如硫化矿物一般为 $0.2 \sim 0.25$ 毫米,非硫化矿物为 $0.25 \sim 0.3$ 毫米,对于一些密度较小的非金属矿如煤等,粒度上限还可以提高。但是,磨矿粒度过细(如小于 0.01 毫米)也对浮选不利。实践证明,各种粒度的浮选行为是有差别的(见表 $6-1-1$)。

表中的数据说明,不同矿物均有其最优的浮选粒度范围。粒度过粗(大于 0.1 毫米)和过细(大于 0.006 毫米)都不利于浮选,回收率降低。

表 6-1-1 在工业条件下浮选铅锌矿时各粒级的回收率

粒度 mm	产率 %	该粒级的回收率, %	
		铅	锌
+ 0.3 - 0.3 + 0.2 - 0.2 + 0.15	0.5 3.0 7.0	34 ~ 49	23 ~ 63
- 0.15 + 0.1	13.0		
- 0.1 + 0.0075	17.5		
- 0.075 + 0.052	14.0	92 ~ 94	97
- 0.052 + 0.037	10.0	94 ~ 95	97
- 0.037 + 0.026	7.0	94 ~ 97	97 ~ 98
- 0.026 + 0.013	9.0	92 ~ 96	96 ~ 97
- 0.013 + 0.006	6.0	90 ~ 95	96 ~ 97
- 0.006	13.0	74 ~ 86	79 ~ 83

及时测定分级溢流细度的变化,可为磨矿分级操作提供依据,在没有粒度自动测量和自动调节的情况下,一般可采用快速筛析法检测。现场按规定每 1 ~ 2 小时测定一次,如果细度不合要求,就要及时改变磨矿分级设备操作条件,例如,调整磨机的给矿速率、分级机溢流浓度、磨矿浓度等。

及时检查浮选精矿和尾矿的粒度组成,也能发现磨矿细度的变化,如尾矿中粗粒级损失增加,则所谓‘跑粗’,说明磨矿细度不够 如果金属主要损失在细粒级,则说明已过磨,应适当粗磨和强化分级作业。

粗粒和超细粒(矿泥)都具有许多特殊的物理性质和物理化学性质,它们的浮选行为与一般粒度的矿粒($0.001 < d < 0.1$ 毫米)不同,因此,在浮选过程中要求特殊的工艺条件。

二、粗粒浮选的工艺措施

在矿粒单体解离的前提下,粗磨浮选可以节省磨矿费用,降低选矿成本。在处理不均匀嵌布矿石和大型斑岩铜矿时,在保证粗选回收率前提下,有粗磨后进行浮选的趋势。但是,由于较粗的矿粒比较重,在浮选机中不易悬浮,与气泡碰撞的几率减小,附着气泡后因脱落力大,易于脱落。因此,粗粒矿粒在一般工艺条件下,浮选效果较差,为了改善粗粒的浮选,可采用下列的特殊工艺条件。

A 浮选机的选择和调整

实践证明,机械搅拌式浮选机内矿浆的强烈湍流运动,是促使矿粒从气泡上脱落的主要因素。因此,降低矿浆运动的湍流强度是保证粗粒浮选的根本措施。为此可根据具体情况采取措施:(1)选择适宜于浮选粗粒的专用浮选机,如环射式浮选机(中国),斯凯纳尔(skinair)型浮选机(芬兰),泡沫分选及流态化浮选机(原苏联)等;(2)改进和调节常规浮选机的结构和操作,如适当降低槽深(采用浅槽型),缩短矿化气泡的浮升路程,以免矿粒脱落;在叶轮区上方加格筛以减弱矿浆湍流强度,保持泡沫区平稳;增大充气量、形成较多的大气泡,有利于形成气泡和矿粒组成的浮团,将粗粒“拱抬”上浮;刮泡时要迅速而平稳。

B 适当地增加矿浆浓度

C 改进药剂制度

选用捕收力强的捕收剂和合理增大药剂浓度,目的在于增强矿物与气泡的固着强度、加快浮升速度,此外补加非极性油,如柴油、煤油等辅助捕收剂,可以“巩固”三相接触周边,增强矿物与气泡的固着强度。

三、细粒浮选的工艺措施

细粒通常是指小于 18 微米或小于 10 微米的矿泥。由于细粒级矿粒(矿泥)具有质量小,比表面积大等特点,由此引起矿粒在调浆和浮选过程中的一系列特殊行为:

从微粒与微粒的作用看,由于微粒表面能显著增强,在一定条件下,不同矿物微粒之间容易发生互凝作用而形成非选择性聚集,微粒易于粘着在粗粒表面形成矿泥罩盖;

从微粒与介质的作用看,微粒具有大的比表面积和表面能,因此,具有较高的药剂吸附能力,吸附选择性差;表面溶解度增大,使矿浆“难离离子”增加;质量小易被水流机械夹带和泡沫机械夹带;

从微粒与气泡的作用看,由于接触效率及粘着效率降低,使气泡对矿粒的捕获率下降,同时产生气泡的矿泥“装甲”现象,影响气泡的运载量。

上述种种行为,均是导致细粒浮选速度变慢、选择性变坏、回收率降低、浮选指标明显恶化的主要原因。

为减轻和防止矿泥的有害影响和强化细粒浮选,近代浮选实践中常采用下列工艺措施:

(1)消除和防止矿泥对浮选过程的干扰,主要的措施有:

1)脱泥 这是一种根除矿泥影响的办法。分级脱泥是最常用的方法,如在浮选前用水力旋流器分出某一粒级的矿泥,或将其废弃或将矿泥和粗砂分别处理,即进行所谓“泥

砂分选”对于一些易浮的矿泥,也可在浮选前加少量起泡剂预先浮选脱除。

2)添加矿泥分散剂 将矿泥充分分散可以消除‘矿泥覆盖’现象和微粒间发生无选择性互凝的有害作用,常用的矿泥分散剂有 水玻璃、碳酸钠、六偏磷酸钠等。

3)分批加药 将捕收剂分段分批添加,既可保持矿浆中药剂的有效浓度,又可提高选择性。

4)降低浮选的矿浆浓度 降低浮选矿浆浓度,一方面可以减少矿泥污染精矿泡沫;另一方面也可降低矿浆粘度。

(2)选用对微粒矿物具有化学吸附或螯合作用的捕收剂,以利于提高浮选过程的选择性。

(3)应用物理的或化学的方法,增大微粒矿物的外观粒径,提高待分选矿物的浮选速率和选择性,近代根据这一原理发展起来的新工艺主要有:

1)选择絮凝浮选 采用絮凝剂选择性絮凝微粒的目的矿物或脉石矿泥,然后用浮选法分离。此法已用于细粒赤铁矿的浮选(美国蒂尔登选厂)。

2)载体浮选 利用一般浮选粒级的矿粒作载体,使细粒罩盖于载体上,然后与载体一起浮出。载体可用同类载体(矿物),也可用异类载体(矿物)。

3)团聚浮选 又称乳化浮选,细粒矿物经捕收剂处理,并在中性油作用下,形成带矿的油状泡沫。此法已用于选别细粒的锰矿、钛铁矿、磷灰石等。其操作工艺条件分为两类:一类是捕收剂与中性油先配成乳状液加入;二类是在高浓度矿浆中(70%固体),先后加入中性油及捕收剂,强烈搅拌。

(4)减小气泡粒径实现微泡浮选 在一定条件下,减小气泡粒径,不仅可以增加气-液界面,同时可增加微粒的碰撞几率和粘附几率,有利于微粒矿物的浮选。主要的工艺有:

1)真空浮选 采用降压装置,从溶液中析出微泡的真空浮选法,气泡粒径一般为 0.1 ~ 0.5 毫米。研究证明,从水中析出微泡浮选细粒的重晶石、萤石、石英等是有效的。其他条件相同时,用常规浮选法,重晶石精矿的品位为 54.4%,回收率为 30.6%,而用真空浮选晶位可提高到 53.6% ~ 63.6%,相应的回收率为 52.9% ~ 45.7%。

2)电解浮选 利用电解水的方法获得微泡,一般气泡粒径为 0.02 ~ 0.06 毫米,用于浮选细粒锡石时,单用电解氢气泡浮选,粗选回收率比常规浮选显著提高,由 35.5% 提高到 79.5%,同时品位提高 0.8%。

此外,近年来还开展了其他新工艺的研究,如控制分散浮选、分支浮选等用于铁矿、黑钨细泥浮选,均取得良好效果。

第二节 矿浆浓度及调浆

浮选前矿浆的调节,是浮选过程中的一个重要作业,包括矿浆浓度的确定和调浆方式选择等工艺因素。

一、矿浆浓度

矿浆浓度是指矿浆中固体矿粒的含量。通常有两种表示方法:(1)液固比——表示矿浆中液体与固体重量(或体积)之比,有时又称为稀释度;(2)固体含量百分数(%)——表示矿浆中固体重量(或体积)所占的百分数。浮选厂常见的浮选浓度如表 6-1-2 所列。

表 6-1-2 浮选厂常见的矿浆浓度

矿石类型	浮选循环	矿浆浓度,%固体			
		粗选		精选	
		范围	平均	范围	平均
硫化铜矿	铜及硫化铁	22~60	41	10~30	20
硫化铅锌矿	铅	30~48	39	10~30	20
	锌	20~30	25	10~25	18
硫化钼矿	辉钼矿	40~48	44	16~20	18
铁矿	赤铁矿	22~38	30	10~22	16

矿浆浓度是浮选过程中重要的工艺因素,它影响下列各项技术经济指标：

(1)回收率 在各种矿物的浮选中,矿浆浓度和回收率之间存在着明显的规律性。当矿浆很稀时,回收率较低,矿浆浓度逐渐增加,则回收率也逐渐增加,并达到最大值。超过最佳的矿浆浓度后,回收率又降低。这是由于矿浆过浓或过稀都会使浮选机充气条件变坏。

(2)精矿质量 一般规律是在较稀的矿浆中浮选时,精矿质量较高,而在较浓的矿浆中浮选时,精矿质量就下降。

(3)药剂用量 在浮选时矿浆中必须保持一定的药剂浓度,才能获得良好的浮选指标。因此,当矿浆较浓时,液相中药剂浓度增加,处理每吨矿石的用药量可减少,反之,当

矿浆较稀时,则处理每吨矿石的用量就需增加。

(4)浮选机的生产能力 随着矿浆浓度的增大,浮选机的生产能力(按处理量计算)可提高。

(5)浮选时间 在矿浆较浓时,浮选时间会延长,有利于提高回收率或增大浮选机的生产率。

(6)水电消耗 矿浆愈浓,处理每吨矿石的水电消耗将愈少。

在实际生产中,浮选时最适宜的矿浆浓度,除上述因素外,还须考虑矿石性质和具体的浮选条件。一般原则是:浮选大密度、粒度粗的矿物,往往用较浓的矿浆;反之,当浮选小密度、粒度细和矿泥时,则用较稀的矿浆。粗选作业采用较浓的矿浆,可以保证获得高的回收率和节省药剂,精选用较稀的浓度,则有利于提高精矿质量,扫选作业的浓度受粗选影响,一般不另行控制。

二、调浆

矿浆进入浮选之前得到合理的调节、浮选过程才能正常和有效地进行。除常规调浆方案外,尚有分级调浆和充气调浆方案。

A 分级调浆

根据不同粒级要求不同的调浆条件。矿浆按粗细分级成两支或三支进行调浆。分级的粒度界限可以通过试验来确定。图 6-1-1 示出分两支的调浆方案。

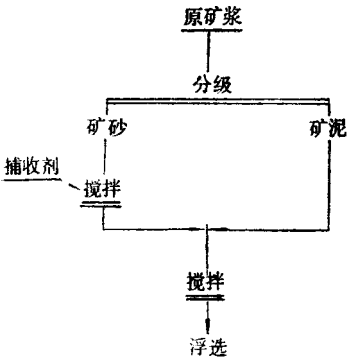


图 6-1-1 分级调浆方案

分两支的调浆方案,药剂只加到粗砂部分,粗砂调浆以后,细泥部分冲入粗砂并与其一起浮选。这一方案适用于细粒级浮选活度比粗粒高,而粗粒需要提高药量或补加其他强力捕收剂的情况,这样处理使粗、细粒的可浮性由差别较大而趋于均一化。另外,粗粒要求较高的药剂浓度也会因分级调浆而得到满足。例如,铅锌矿分级调浆的经验证明,

粗粒部分的黄药浓度比常规调浆的平均值高 7 ~ 10 倍,优点是既保证粗粒有效的浮选、又改善了选择性。

B 充气调浆

利用各种硫化矿物在充气搅拌时,表面氧化程度的差别,可以扩大它们可浮性的差别,有利于下一步的分选。例如,对含铜硫化矿的矿浆充气调浆证明,加药以前充气调浆 30 分钟,矿石中磁黄铁矿和黄铁矿受到氧化,而黄铜矿仍保持其原有的可浮性。但充气调浆时间过长,黄铜矿也会受到氧化,在其表面形成氢氧化铁薄膜而降低可浮性,毒砂与黄铁矿的分离也常采用充气调浆,使易氧化的毒砂表面氧化来达到分离浮选的目的。

第三节 药剂工艺

药剂工艺是浮选过程中重要的因素,对提高药效,改善浮选指标有重大影响。主要包括:用药工艺和矿浆中药剂最佳用量的控制与调节。

一、联合用药

各种捕收剂联合使用,是以矿物表面不均匀性和药剂间的协同效应为根据,在工业实践中已得到广泛应用。主要方式有:

(1)同系列药剂的混合使用 如低级黄药与高级黄药共用,不同黑药的混合剂(208 号黑药),捕收力和选择性都得到改善。

(2)同类药剂的混合使用 常见的各种硫化矿捕收剂的共用,包括强捕收性与弱捕收性药剂的混合,可溶与不可溶药剂的混合、价昂与价廉药剂的混合使用等。如 31 号黑药是 25 号黑药中溶入 6% 的不溶性固体的白药的混合剂,400 号系列是在价廉的黑药水溶液中溶入价昂而捕收性较强的巯基苯骈噻唑钠盐的混合剂;4037 号药剂是黑药中加入 Z-200 号硫胺酯的混合剂。

(3)阳离子与阴离子捕收剂共用 如十二胺与油酸钠共用及十二胺与戊黄药共用作白钨矿捕收剂,乙二胺与黄药共用作氧化铜矿捕收剂都能提高选矿指标。这种混合用药的机理有两种解释:一种认为是阳离子药剂先在荷负电的矿物表面吸附,并使矿物表面电荷符号变正,以利于阴离子药剂吸附;另一种看法是在酸性介质中阳离子捕收剂为离子吸附,阴离子为中性分子吸附(或者在碱性介质中情况相反)。前者简称为“电荷补偿”

机理,后者就是分子离子共吸附。

(4)大分子与小分子药剂共用或混用 如所谓‘聚-复捕收剂’。是将水不溶性的高分子聚合物与普通捕收剂混合制成的水溶性复合物,包括将聚乙烯醋酸酯加入十二胺盐酸盐及十二烷基磺酸钠水溶液中的制剂。据认为捕收剂分子沿聚合物烃链发生定向吸附构成覆合物,其捕收性能比原有的更高。

此外,抑制剂的联合使用就更为常见,其结果都能大幅度提高药效,改善过程选择性。作为一种新的用药工艺,当前已在生产实践中得到广泛应用并不断取得新的发展。

二、矿浆中药剂最佳用量的控制与调节

浮选回路中药剂制度最佳化和控制,对浮选过程的稳定和最大限度降低药耗是重要的因素。

矿浆中药剂最佳用量的控制与调节,主要通过实验室试验和工业实验,了解浮选回路中各种药剂与矿物之间以及各种药剂浓度之间的相互关系,确立在不同条件下的函数式(或称数学模型),从中可掌握其特征参数。

例如,用黄药浮选硫化铜矿时,经实验研究确定,矿浆中拥有的黄药浓度与硫化铜矿物浮选必须的浓度比例是一重要参数(见图 6-1-2,图 6-1-3),必需的黄药浓度可用表 6-1-3 中所列方程式计算。

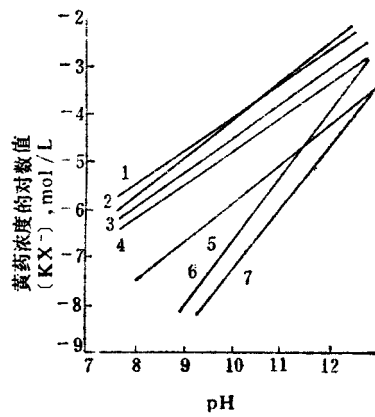


图 6-1-2 pH 对充分浮选所必需黄药浓度的影响

1—黄铁矿 2—磁黄铁矿 3—白铁矿 4—黄铜矿；
5—斑铜矿 6—锅蓝 7—辉铜矿

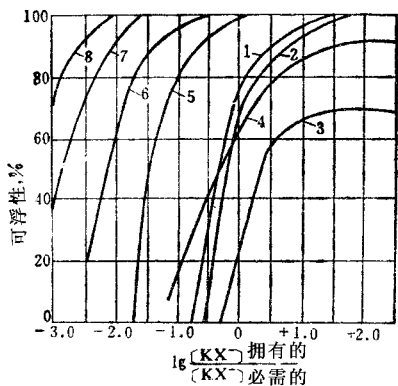


图 6-1-3 矿浆中拥有的黄药浓度与必需浓度比例对
硫化铜、铁矿可浮性的影响

1—黄铁矿—乙黄药 2—白铁矿—乙黄药 3—原生磁黄铁矿—乙黄药；
4—次生磁黄铁矿—乙基黄药 5—黄铜矿—乙黄药 6—斑铜
矿—乙黄药 7—铜蓝—乙黄药 8—辉铜矿—乙黄药

表 6-1-3 浮选硫化铜、铁时，必需的黄药浓度的计算方程

矿物	计 算 方 程 式	$\lg[\text{Me}(\text{OH})^+][\text{KX}^-]$ 值
辉铜矿	$\lg[\text{KX}^-] = \left[-16.43 + \frac{3}{2} \cdot \frac{E_0}{0.059} - \frac{1}{2} \lg[\text{Cu}(\text{OH})^+][\text{KX}^-] \right] + \frac{5}{4} \text{pH} - \frac{1}{8} \lg[\text{S}_2\text{O}_3^{2-}]$	-24.50
铜 蓝	$\lg[\text{KX}^-] = \left[-13.97 + \frac{4}{3} \cdot \frac{E_0}{0.059} - \frac{1}{3} \lg[\text{Cu}(\text{OH})^+][\text{KX}^-] \right] + \frac{4}{3} \text{pH} + \frac{1}{6} \lg[\text{S}_2\text{O}_3^{2-}]$	-22.50
斑铜矿	$\lg[\text{KX}^-] = \left[+1.07 + \frac{5}{21} \lg[\text{Cu}^+][\text{KX}^-] + \frac{16}{21} \lg[\text{Fe}(\text{OH})^+][\text{KX}^-] \right] + \frac{17}{21} \text{pH} + \frac{2}{21} \lg[\text{S}_2\text{O}_3^{2-}]$	-13.20
黄铜矿	$\lg[\text{KX}^-] = \left[+0.96 + \frac{1}{13} \lg[\text{Cu}^+][\text{KX}^-] + \frac{12}{13} \lg[\text{Fe}(\text{OH})^+][\text{KX}^-] \right] + \frac{9}{13} \text{pH} + \frac{2}{13} \lg[\text{S}_2\text{O}_3^{2-}]$	-11.53
黄铁矿	$\lg[\text{KX}^-] = \left[-0.29 + \lg[\text{Fe}(\text{OH})^+][\text{KX}^-] \right] + \frac{5}{7} \text{pH} + \frac{1}{7} \lg[\text{S}_2\text{O}_3^{2-}]$	-10.46
白铁矿	$\lg[\text{KX}^-] = \left[-0.51 + \lg[\text{F}(\text{OH})^+][\text{KX}^-] \right] + \frac{5}{7} \text{pH} + \frac{1}{7} \lg[\text{S}_2\text{O}_3^{2-}]$	-10.66
磁黄铁 矿	$\lg[\text{KX}^-] = \left[-1.98 + \lg[\text{Fe}(\text{OH})^+][\text{KX}^-] \right] + \frac{4}{5} \text{pH} + \frac{1}{10} \lg[\text{S}_2\text{O}_3^{2-}]$	-9.85

由图 6-1-2 及图 6-1-3 和表 6-1-3 数据可见,用黄药浮选硫化铜、铁矿时,主要的硫化矿物的可浮性规律是：

(1) 硫化铁浮选要求矿浆中的捕收剂浓度远比硫化铜浮选高,按充分浮选所必需的

黄药浓度递增的顺序排列 辉铜矿 – 铜蓝 – 斑铜矿 – 黄铜矿 – 白铁矿 – 黄铁矿 – 磁黄铁矿。

(2)当浮选任一硫化铜、铁矿物时,矿浆中必需的黄药浓度是随 pH 值增大而提高的。

根据表 6-1-3 中的方程式,在不同 pH 条件下,对优先浮选或混合浮选所必需的黄药浓度均可进行确定。浮选回路中黄药的最佳用量则可用一自控体系来调节。药剂用量自控体系原则流程如图 6-1-4 所示。

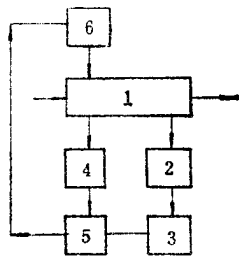


图 6-1-4 浮选回路黄药最佳用量
自控体系原则流程图

自控体系的工作原理是 浮选回路 1 中的 pH 值和黄药浓度 $[KX^-]$ 分别由 $[H^+]$ 离子检测仪 2 和黄药离子 $[KX^-]$ 检测仪 4 进行检测,由 2 检测到的 pH 值数据送到电脑控制器 3,在此就该 pH 值的条件下算出充分浮选必需的黄药浓度(按表 6-1-3 中计算方程式 $\lg [KX^-] = f(pH)$)。控制器 5 的职能是将来自 4(浮选回路中黄药 $[KX^-]$ 实际浓度数据)与来自 3(回路中在当时 pH 条件下的最佳浓度数据)的数据进行比较,并将指令黄药给料器 6 执行调整。为此,浮选回路总是处于最佳药剂浓度条件下工作。

第四节 矿浆温度

矿浆温度在浮选过程中常常起着重要的作用,也是影响浮选的一个重要因素。调节矿浆温度条件主要来自两个方面的要求:一是药剂的性质,有些药剂要在一定温度下才能发挥其有效作用;二是有些特殊的工艺,要求提高矿浆温度以达到分选矿物的目的。

一、非硫化矿加温浮选

在非硫化矿浮选实践中,使用某些难溶的、且其溶解度随温度而变化的捕收剂(如脂

肪酸和脂肪胺类)时,提高矿浆温度可以使他们的溶解度和捕收力增加,常能大幅度降低药耗和提高回收率。

用脂肪酸类捕收剂浮选萤石时,浮选技术指标与矿浆温度密切相关。试验表明,在矿浆温度 5 ~ 350℃ 范围内,矿浆温度对萤石浮选将产生影响(见表 6 - 1 - 4)。

表 6 - 1 - 4 矿浆温度对萤石浮选的影响

矿浆温度,℃	精矿指标		
	精矿产率,%	精矿品位,% CaF ₂	精矿回收率,%
5	30.3	89.65	49.8
8	35.6	89.39	58.4
10	45.0	91.66	75.7
15	47.5	91.50	79.7
20	54.1	91.74	91.1
25	57.9	89.53	95.1
30	59.2	89.73	97.1
35	59.5	89.33	97.5

油酸用量与矿浆温度有如下函数关系：

$$y = 1110 - 27x$$

式中 y ——油酸用量,g/t；
 x ——矿浆温度,℃。

欲得到相同的选矿指标(精矿品位 89.36% ± 1.04%,回收率 96% ± 1.30%),当矿浆温度为 5℃ 时,油酸用量需高达 1000 克/吨,在温度为 35℃ 时,油酸用量仅需 250 克/吨。

此外,白钨粗精矿精选的‘彼德罗夫法’,就是在高温的浓矿浆中,利用水玻璃的选择解吸作用,提高白钨与方解石、萤石分选的工艺。

二、硫化矿加温浮选

用黄药类捕收剂浮选多金属硫化矿时,将混合精矿加温至一定的温度,可以促使矿物表面捕收剂的解吸,强化抑制作用,解决了多金属混合精矿在常温下难以分选的问题。加温浮选的实质系利用各种硫化矿表面氧化速度的差异、扩大待分选矿物可浮性差别。目前采用的硫化矿加温浮选有如下各类方法。

A 铜 – 铅混合精矿的加温浮选分离

- (1) 矿浆直接加温法；
- (2) SO_2 – 矿浆加温法；
- (3) 亚硫酸 – 蒸气加温法；
- (4) 硫酸 – 矿浆加温法。

在上述工艺中矿浆加温的作用,主要认为是选择性解吸方铅矿表面的捕收剂,并使其表面氧化亲水,在有抑制剂(SO_2 , H_2SO_3 和 H_2SO_4 等)存在下,进一步强化对方铅矿的抑制作用,故能改善铜、铅浮选分离效果。

B 铜 – 钼混合精矿的加温浮选分离

- (1) 硫化钠 – 蒸气加温法；
- (2) 石灰 – 蒸气加温法；
- (3) 氰化物加温法；
- (4) 组合用药($\text{NaHS}/\text{Na}_2\text{SO}_3 + \text{NaCN}$) – 矿浆加温法。

上述工艺中,矿浆加温的作用主要加强选择性解吸铜矿物表面的捕收剂,并促进抑制剂对铜矿物的抑制作用。因此,能有效地提高铜 – 钼分离浮选的效果。

铜 – 锌混合精矿的加温分离浮选

- (1) 自然氧化 – 热水浮选法；
- (2) 石灰 – 蒸气加温法。

上述工艺适用于抑铜浮锌。矿浆加温有利于铜矿物表面捕收剂解吸及表面氧化,而锌矿物受铜离子活化,不易受抑制,故加温矿浆有利于铜 – 锌分选。

加温浮选工艺虽然有很多优点,但尚存在一些技术性问题。在实践中应加以注意并进一步解决。

(1) 要防止中矿的恶性循环。石灰 – 蒸气加温法或用其他抑制剂加温法,对矿物的抑制作用较强,但不加药剂的加温法,主要是靠选择性解吸,因而对矿物的抑制作用较弱。因此常常造成大量中矿循环。为了减少中矿循环,应严格控制矿浆温度,如精选、扫选作业的温度、应略高于粗选温度。

(2) 应注意改善劳动条件。由于矿浆加温,会使厂房温度升高,水蒸气和药物分解产物(如 CS_2 等)增多。因而使劳动条件变坏。

(3) 要注意机械的润滑和防腐。由于加温,浮选机受热,轴承润滑油会溶化流出,应采用耐高温润滑脂来代替黄油,防止润滑油流入矿浆,损坏浮选机部件和破坏浮选过程的稳定。

第五节 水 质

浮选在水介质中进行,而用于浮选的水却因时因地而变化。水的组成成份对浮选的影响很大,必须重视浮选用水的质量。根据不同情况对浮选用水可分为下列几类:

(1)软水 大多数江河、湖泊的水都属于软水,也是浮选中使用最多的一种。它的特点是含盐比较低,一般含盐量小于 0.1%,含多价金属离子较低。水的硬度通常以水中 Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 离子含量的多少来衡量,水的总硬度可按下式换算:

$$\text{水的总硬度} = \frac{[\text{Ca}^{2+}]}{20.04} + \frac{[\text{Mg}^{2+}]}{12.16}, \text{mmol/L}$$

式中 $[\text{Ca}^{2+}]$ 、 $[\text{Mg}^{2+}]$ —— Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 离子在水中的浓度,1 mmol/L 称为 1 度。硬度小于 4 的水称为软水。

(2)硬水 硬度大于 4 的水统称为硬水,它还可以再分:如 4~8 度的叫中等硬水;8~12 度的为最硬水。硬水含有较多的多价金属离子,如 Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 、 Fe^{2+} 、 Fe^{3+} 、 Ba^{2+} 、 Sr^{2+} 等,显然相应的阴离子也多,如 HCO_3^- 、 SO_4^{2-} 、 Cl^- 、 CO_3^{2-} 、 HSiO_4^- 等,实践表明,硬水对脂肪酸类药剂浮选是有害的。主要表现在: Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 及 Fe^{3+} 等多价金属离子会与脂肪酸类药剂发生反应生成难溶性化合物,使捕收剂失效。同时会破坏浮选过程选择性。如铁矿浮选时, Ca^{2+} 、 Fe^{3+} 等离子会活化石英和硅酸盐脉石,因此,浮选厂生产用水应必须严格控制 Ca^{2+} 离子及其他高价金属离子的浓度。

(3)咸水 海水和一部分湖水属于咸水,它的特点是含盐量较高,一般为 0.1%~0.5%。咸水用于浮选,对于沿海矿山或咸湖地区具有重要意义。天然疏水性的矿物如煤在咸水中浮选,甚至可以不加药剂。如某煤井水含有下列离子(毫克/升): Na^+ — 1789.6, Cl^- — 2141.3, Mg^{2+} — 28.4, SO_4^{2-} — 131.6 用它作生产用水,不加药剂就可能得到很好的指标,且浮选速度比普通淡水高 60%。某铅锌矿用海水浮选试验证明,对铅浮选无影响,铅精矿的品位、含杂、回收率都与淡水浮选相近,对锌浮选有一定影响,表现在药剂用量增加,如石灰、硫酸铜的用量均增加,脉石比较易浮、需要添加水玻璃,锌精矿的品位和回收率略低于淡水浮选的指标。用海水浮选时,应注意海水对设备的腐蚀。

(4)易溶盐的饱和溶液 可溶性盐类,如岩盐、钾盐、硼砂等的浮选需要在其饱和溶液中进行。为了减少有用成份的损失,必需充分利用回水(称母液)。

在饱和盐溶液中进行浮选时,选用捕收剂必须满足如下条件:

- 1)能在饱和盐溶液中溶解、不会与溶液中的离子形成沉淀；
- 2)能在饱和盐溶液中被盐类吸附；
- 3)所需的浓度不应超过形成胶束的临界浓度。

常用的捕收剂是烃基硫酸酯、磺酸盐、胺类和短烃链的脂肪酸。

(5)回水 尾矿废水循环再用越来越受到重视。无论从环境保护,还是从节省药耗和工业用水观点来看,回水的利用都十分必要。浮选厂的回水特点是一般含较多的有机和无机药剂,组成比较复杂。特别是细粒矿泥,使用时必须考虑它们对浮选过程的影响。实践证明,处理单金属矿石时,回水利用比较简单,例如铜镍钨浮选时,回水可全部使用,可降低药剂耗量 碱 17%,黄药 23%;处理多金属矿石时,回水的循环利用就比较复杂,原则上是同一回路排出的废水,用于同一回路是比较合理的。具体的利用方案以及使用的比例(新鲜水:回水),一般都需要通过试验来确定。

第六节 浮选流程

浮选流程,一般定义为矿石浮选时,矿浆流经各个作业的总称。不同类型的矿石应用不同的流程处理,因此,流程也反映了被处理矿石的工艺特性,故常称为浮选工艺流程。

浮选工艺流程的选择,主要取决于矿石的性质及对精矿质量的要求。矿石性质主要是,原矿品位和物质组成 矿石中 有用矿物的嵌布特性及共生关系 矿石在磨矿过程中的泥化情况 矿物的物理化学特性等。此外,选厂的规模、技术经济条件,也是确定浮选流程的依据。不同规模和技术经济条件,往往决定了浮选流程的繁简程度。规模较小,技术经济条件较差的选厂,不宜采用比较复杂的流程;规模较大,技术经济条件较好的选厂,为了最大限度地获得较好的技术经济效果,可以采用较为复杂的浮选流程。应该指出,有时,多种有用矿物紧密共生。对于这种复杂矿石,单一浮选流程不能最大限度地综合回收各种有用成分时,往往还须采用浮选与其他选矿方法或冶金方法的联合流程。

选择浮选流程时,必须确定浮选的原则流程和浮选流程的内部结构。

选择浮选原则流程的任务,在于解决浮选流程的段数和有用矿物的浮选顺序问题。实践中,以磨矿段数与浮选作业连系来划分浮选的段数。一般可以分为一段浮选流程和阶段磨矿阶段选别流程。将矿石一次磨到选别所需要的粒度,然后经浮选得到最终精矿

的浮选流程,称为一段浮选流程(图 6-1-5) 其中磨矿可以是一段或连续几段。阶段磨矿、阶段浮选则是根据先粗后细的顺序,经磨矿逐段解离出不同嵌布粒度的有用矿物、并逐段浮选出已经解离出来的有用矿物的流程。阶段磨矿、阶段浮选流程、又可分为三种情况:(1)尾矿再磨再选流程(图 6-1-6);(2)粗精矿再磨再选流程(图 6-1-7);(3)中矿再磨再选流程(图 6-1-8)。

多金属矿石(如含铜、铅、锌的多金属硫化矿石)的浮选原则流程,主要可以分为:

直接优先浮选流程 依次分别浮选出各种有用矿物的浮选流程,叫优先浮选流程(图 6-1-9)。流程的特点可以适应矿石品位的变化、具有较高的灵活性,对原矿品位较高的原生硫化矿比较适合,如我国的西林、凡口、乐昌铅锌矿选厂的浮选流程,瑞典莱斯瓦尔(Laisvall)铅锌选厂的浮选流程均属此类。

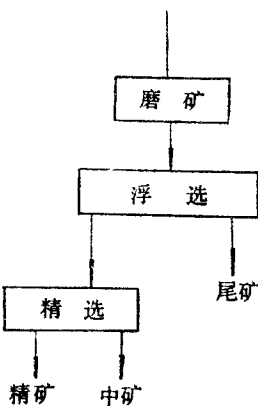


图 6-1-5 一段浮选流程

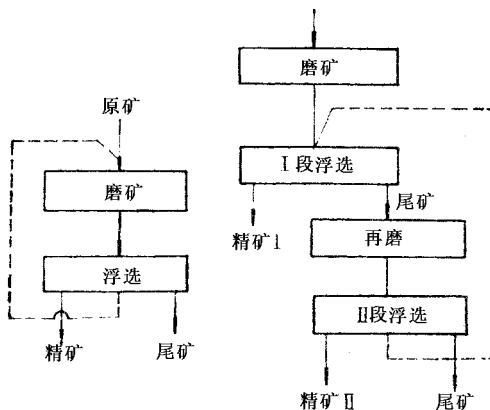


图 6-1-6 第一段尾矿再磨再选流程

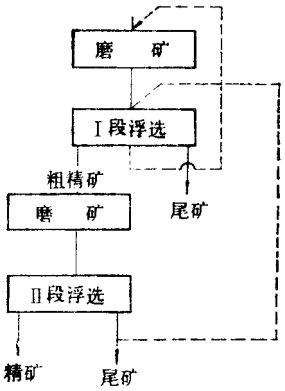


图 6-1-7 第一段粗精矿再磨再选流程

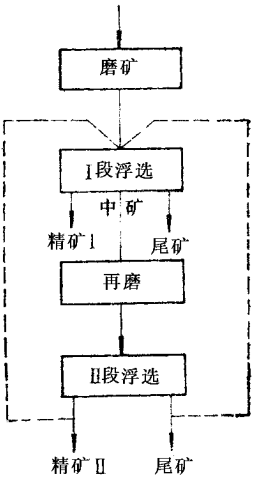


图 6-1-8 第一段中矿再磨再选流程

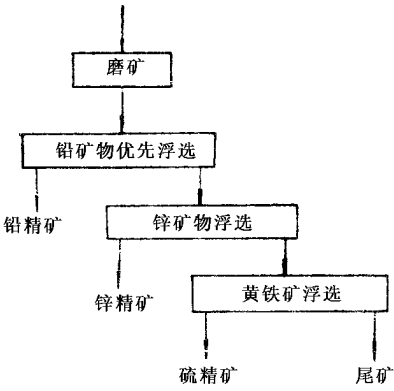


图 6-1-9 优先浮选流程

混合浮选流程 先将矿石中全部有用矿物一起浮出得到混合精矿,然后再将混合精矿依次分选出各种有用矿物的流程,叫混合浮选流程(图 6-1-10) 这种流程适应原矿中硫化矿物总含量不高,硫化矿物之间共生密切,结构复杂、嵌布粒度细的矿石,它能简化工艺、减少矿物过粉碎,从而有利于分选。原苏联阿尔玛克铅锌矿选厂采用这种流程,获得比优先浮选流程更高的指标,铅精矿品位提高 10%,锌精矿品位提高 4.5%,矿石的综合利用率从 75.4% 提高到 83.7%,劳动生产率提高一倍,我国青城子铅锌选厂、小铁山铜矿选厂生产流程亦属此类。

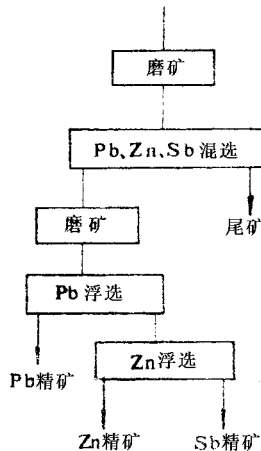


图 6-1-10 混合浮选流程

部分混合浮选流程 先将矿石中两种有用矿物一起浮出得到混合精矿,然后再将混合精矿分离出单一精矿的流程,叫部分混合浮选流程(图 6-1-11)。这是生产上应用最广泛的一类流程。当原矿中铜钼、铜铅、铜锌、铅锌之一品位较低时,往往采用这类流程比较经济,我国的桃林、桓仁、天宝山、河三、张公岭、香介、八家子等铜、铅、锌选厂均采用此类流程。

等可浮性浮选流程 根据矿石中矿物可浮性的好坏,依次浮选出可浮性好的,中等的以及较差的矿物群,然后再将各混合精矿依次分选出不同有用矿物的流程,叫等可浮性浮选流程(图 6-1-12,如我国黄沙坪铅锌矿选厂,原苏联哲兹卡兹干铜铅矿选厂的流程属此类。

为了适应矿石转向‘贫、细、杂’的趋势,世界各国大多数的选厂浮选流程均在发展之中。在保证有较高的数、质量指标的同时,把提高矿石综合利用程度作为改革工艺流程的重点。流程结构的发展主要有如下方面：

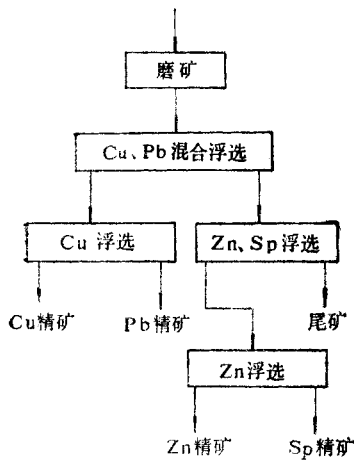


图 6-1-11 部分混合浮选流程

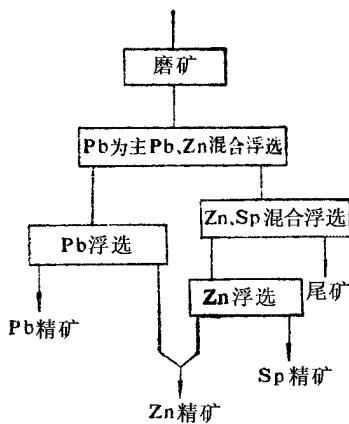


图 6-1-12 等可浮性浮选流程

(1)阶段磨选流程受到重视 一种称之为‘L—S(Cleaner—Scavenger)流程’(图 6-1-13),现已成为处理大型含钼斑岩铜矿选矿的样板。由于它能促使新的贫矿床投入开采,并使已开采矿山的中、低品位矿石得到利用,故对于扩大铜钼工业的原料基地起了积极的作用。

“L—S 流程”实质是混合—优先流程。它具有以下优点：

1)工艺、设备及设计布局均不复杂,由于采用了闭路调节,可保证自动控制可靠,生产稳定；

2)各选矿阶段中,磨矿和浮选的控制以及条件(矿料粒度、矿浆浓度、药剂制度、处理时间等)的调节十分有利而且是独特的；

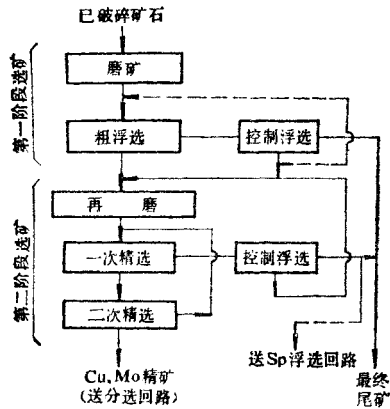


图 6-1-13 L-S 分段选矿流程

3) 选矿第一阶段的磨机和浮选机的生产率高,投资和经营费用最低,而所得工艺指标高;

4) 生产过程中排出的大量废弃尾矿的粒度较粗,便于堆置,随后可在建筑等行业加以利用,也可作为地下开采的充填料使用。

上述优点对选厂的经济效益和生产稳定都是十分重要的。

(2) 分粒级浮选及中间浮选 分粒级浮选和泥砂分选流程,在处理浸染粒度细、易泥化、含泥多的矿石时,为了扩大细粒矿物回收粒度的下限,降低矿泥的干扰,合理用药等,分粒级浮选和泥、砂分选流程作为一项提高分选效率的新工艺被应用和发展,如美国的特温比尤特、澳大利亚的摩根山铜矿选厂、原苏联哲兹卡兹干和巴哈什选厂、日本松峰选厂均在采用泥砂分选流程后,工艺指标获得大幅度提高。

中间浮选 采用粗磨矿条件下的中间浮选是降低单体解离状态矿物泥化的有效措施。生产实践查明,粗磨矿后有相当的有用矿物处于粗粒级中,此种已单体解离因其粒度粗而不能随旋流器溢流进入浮选回路,但在浮选前又无需再磨,为此设计中间浮选及时回收已解离的粗矿粒,其尾矿再送分级作业或返回磨矿(图 6-1-14,因此,过磨现象明显减轻,有用矿物在细粒中的损失量下降。同时,最终精矿的平均粒度增大,这有助于过滤,降低滤饼水分。近些年来,芬兰奥托昆普公司研制的粗粒浮选槽和闪速浮选法,将使中间浮选工艺更为完善和实用。

(3) 分支浮选流程 如图 6-1-15 所示,它对原矿品位较低的矿石。可以自身提高原矿品位 矿浆中的难选、细粒部分可以前一支的浮选产品(泡沫)作为载体而被背负;也可以借助于前一支泡沫产品中剩余药剂而达到降低药耗,这些优点都被认为是有利于提高选矿指标的良好条件。我国银山铅锌矿选厂在工艺流程的技术改造中应用了该工艺,

取得了良好的效果。

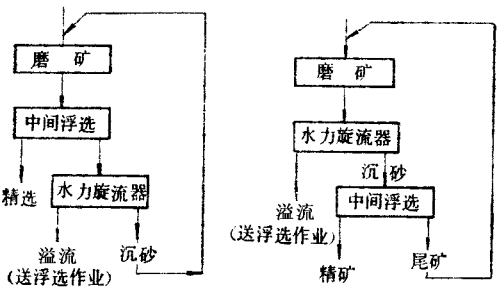


图 6-1-14 中间浮选流程图

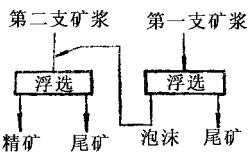


图 6-1-15 分支浮选流程

(4)重介质预选—浮选流程 铅锌矿石浮选之前进行重介质预选,可以大幅度抛废(抛废量达 35 ~ 40%),提高矿石的入选品位,在矿石品位逐渐下降的情况下,保证或提高金属回收率。铅锌矿石重介质预选—浮选流程日益被广泛使用,如原苏联列宁诺戈尔斯克选厂在原矿经重介质预选后,将重产品和细粒级矿石分别处理,使金属回收率提高 2 ~ 2.5%,同时还降低了处理成本。此外,如原苏联兹良诺夫斯克和蒂克斯克、美国巴布—巴恩斯、日本细仓、加拿大苏利万、西德梅根、意大利玛苏阿的阿米—萨尔达以及波兰喔列库什等硫化矿、氧化矿和混合铅锌矿选厂均成功地采用了重介质预选工艺,我国柴河铅锌矿选厂也采用了此工艺。

第二章 浮选机分类

第一节 浮选机的基本作用及评价

一、浮选机的基本作用

浮选机是实现浮选的工业设备。其关键部件——充气搅拌机构决定了浮选机的类型、特点和效能。从浮选的过程看,浮选机应具有以下作用:

①使矿浆处于湍流状态,以保证矿粒的悬浮和药剂的分散,并以一定动能运动、碰撞,实现矿粒和药剂的附着;

②引入空气,产生大小合适、数量足够、稳定性适宜的气泡,使之分散在矿浆中,以一定的动能运动,并和药剂、矿粒碰撞,产生选择性粘附,实现矿化;

③矿化气泡能升至液面,形成三相泡沫层,并产生二次富集作用。泡沫精矿和尾矿能及时排出。

图 6-2-1 表示浮选各过程之间的联系。虚线方框表示搅拌桶功能,实线方框表示浮选机功能。图 6-2-2 是机械搅拌式浮选机内各作用区分布图。混合区中,气泡群和矿粒进行大量碰撞,有些跟随叶轮搅拌作紊流运动,其气泡速度可达 100cm/s ,但气泡的升浮运动较慢。在浮选区,矿化的气泡在上浮过程中随静水压力的减小,升浮速度逐渐加大。到了泡沫区(或刮泡区),大量矿化气泡聚集,气泡升浮速度降低,甚至停止,气泡兼并增加,兼并过程中水化膜破裂时泄下的部分水带走夹在泡沫层中的疏水性差、吸附较弱的杂质颗粒,起到二次富集作用。

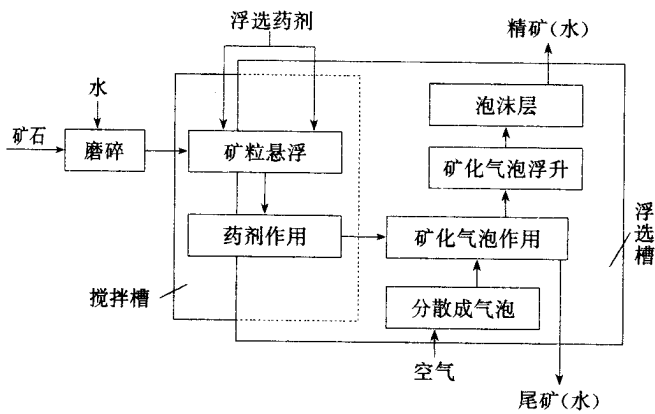


图 6-2-1 泡沫浮选过程示意框图

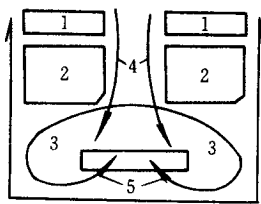


图 6-2-2 浮选机内各作用区的分布

1—刮泡区 2—浮选区 3—浆气混合区：
4—充气路线 5—矿浆循环路线

二、对浮选机的基本要求和评价

浮选生产中,性能优良的浮选机应满足下列要求：

- ①充气量大且易调节。气泡数量直接影响浮选速度。选煤时由于精煤产率大,决定浮选机生产能力的主要因素是充气量。此外,不同矿物或浮选的不同作业(粗选、扫选、精选)各有其合适的充气量,这就要求充气量要易于调节。
- ②搅拌强度要足够,以保证矿浆浓度、颗粒和气泡在浮选机内的分布均匀及药剂的分散,满负荷停车后易于直接重新启动。
- ③矿浆通过能力大,以适应较高的处理量 槽内矿浆循环量大,以保证矿粒与气泡接触机会多。
- ④形成稳定的矿浆液面和泡沫层,及时稳定地排出泡沫精矿。
- ⑤结构简单,维修方便,能耗低,寿命长,能长期安全运转。

⑥适应自动化需要,调节方便、灵活,减少检测仪表和执行机构数量。

目前各行业尚无统一的标准评价浮选机性能,下列指标采用较多,可作为评价的参考依据:

- ①充气性能与浮选指标(精矿、尾矿质量和数量);
- ②处理能力(各种形式);
- ③动力消耗(吨原矿计);
- ④价格、安装、操作、维修费用及占地面积等。

三、浮选机中矿浆的充气

浮选机的主要作用之一就是向矿浆中充入空气,分散成大量小气泡,再与矿粒碰撞形成矿化气泡。所以浮选矿浆充气是浮选的前提,是决定浮选机效果的主要因素。浮选矿浆的充气主要包括两个过程:气泡的生成及气泡的兼并和溶解。

1. 气泡的生成

气泡生成原则上有三种方法。

(1) 机械搅拌作用将空气流粉碎形成气泡

机械搅拌式浮选机气泡生成主要通过此法。此时,形状不同的转子或叶轮对矿浆进行激烈搅拌,使矿浆产生强烈的旋涡运动。由于旋涡的剪切作用,吸入浮选机的空气被分散成直径不等的气泡。矿浆和气泡相对速度越大,紊流程度越高,气—液界面张力越低,气流被矿浆的旋涡剪切分割成的气泡直径越小,数量越多。但搅拌过强,能耗大,液面不稳,气泡直径太小时,对矿粒浮出也不利。

机械搅拌式浮选机的关键部件是转子和定子。转子即叶轮,它的工作部件可以是类似水泵叶轮的形状——涡轮、带直立叶片的水平圆盘、混合式叶轮等,也可以是垂直排列成笼形的棒或辐射状的板。转子转动时,叶片后方形成空穴,吸入空气。绕过叶片的矿浆形成两列相向旋转的涡漩(卡门涡漩),空气被这些涡漩吸至涡心,形成气泡。已形成的气泡在湍流脉动速度产生的动压力和剪切力作用下可能分裂成更小的气泡。离开叶片愈远,气泡分裂得愈小。

图 6-2-3 是叶轮将空气分散成气泡的情况。实验表明,转子分散空气的能力是有限度的,叶轮自吸式浮选机吸入空气的能力取决于转子的分散能力,不会超过这个限度。增加叶片数量或提高叶片转速可增大充气量,但动力消耗及磨损会加大,液面也可能不稳,对粗粒分选不利。

(2) 空气通过多孔介质的细小眼孔形成气泡

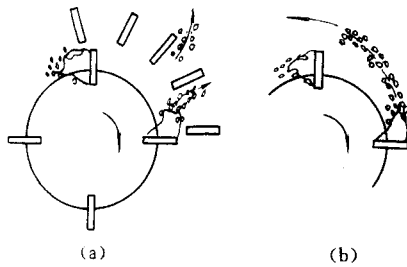


图 6-2-3 叶轮转动时叶片后方的空气穴与气泡生成
(a)有定子的情况;(b)没有定子的情况

压入式浮选机(如浮选柱等)的气泡生成采用此法。压入的空气通过带有细小孔眼的多孔介质,如微孔陶瓷、帆布等特别的充气器后便会产生细小气泡,如图 6-2-4 所示。但空气的压力要适当:太小时不利于空气透过,气泡数量少;过大时又易形成喷射气流而不成泡,并造成液面不稳。压力大小由充气器决定。此外,充气器上孔的大小及间隔也影响气泡生成,孔的大小影响空气通过的阻力;间隔太小时相邻孔眼形成的气泡易相遇而兼并,间隔太大充气量过小。

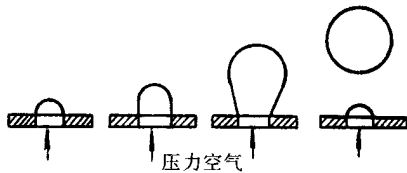


图 6-2-4 空气通过细孔形成气泡示意图

(3)气体从矿浆中析出形成微泡

在标准状态下,空气在水中的溶解度约为 2%,当压力降低,溶解的气体便会以微小气泡的形式从溶液中析出。析出的微泡具有直径小、分散度高、气—液界面大、有选择地优先在疏水性较高的表面析出等特点,因而称为活性微泡。近代浮选机设计时很注意确保大量微泡并以此强化浮选过程。微泡在矿粒表面的析出有利于突破矿粒与气泡之间的水化层。当粗粒表面有微泡时,其他气泡可通过微泡附着到矿粒上,形成无残余水化膜的附着,或许多微泡附着到粗粒矿物上构成气泡絮凝体而上浮,加强了粗粒的浮选。

影响微泡析出的主要因素有：

①开始时矿浆中空气的饱和程度,即空气的溶解度。矿浆在空气中有许多溶解机会,如搅拌、泵送等都可促进矿浆的溶解。为加大溶解度,对矿浆加压是重要措施,这也是近代喷射浮选机等采用压力矿浆的依据。

②随后矿浆的降压程度。矿浆降压的原因很多,如压力矿浆的喷射、矿浆由槽底向槽顶移动、叶轮叶片后缘压力的降低、叶轮甩出矿浆时造成瞬间的压力波动和降低等。

③是否具有微泡析出的‘核心’。当有‘核心’(如矿物的疏水性表面)时,微泡可优先在这些‘核心’析出。疏水性表面越多,越有利于微泡的析出,特别是疏水性矿粒表面的微孔、裂纹和缺口等处若被气体分子填补(称气体幼芽),它们便成了微泡析出的‘核心’。因此矿浆中疏水性矿粒的存在改善了微泡析出的条件,而微泡的析出又强化了疏水性矿粒的浮选。

不同结构的浮选机微泡析出数量是不同的。增加矿浆初始压力(如搅拌,加压)和降压程度(如喷射等)即增大了气泡析出前后的压力差,是获得大量微泡的有效措施。

上述三种气泡生成方法中第一种应用最多。在一种浮选机中,也可同时采用两种以上的气泡生成方法。

2. 气泡的兼并和溶解

矿浆最终充气程度不仅取决于充气和分散过程,还取决于已生成的气泡的兼并和溶解过程。气泡兼并使其直径变大、不稳定和易于破灭、气泡减少、气泡总面积减少、对矿化不利。气泡的溶解使气泡消失,但影响不像兼并那样明显。一般气泡越小,液相中气体饱和程度越低,则溶解度越大。但溶解后在降压时还会以微泡析出,故主要应控制气泡的兼并。加入起泡剂可提高气泡稳定性,减缓气泡的兼并。浮选机中气泡的生成和消失是两个相反的过程,并很快达到动态平衡。提高搅拌强度、加入起泡剂等均可使平衡朝生成方向发展。据测定,在常用的机械搅拌浮选机中,气泡直径介于 $0.05 \sim 1.5 \text{ mm}$ 之间,其中 $0.5 \sim 1.2 \text{ mm}$ 的占多数,其表面积占气泡总表面积的80%左右。

四、浮选机内矿浆充气程度的测定及评价

矿浆充气程度是指矿浆中的空气含量、气泡的弥漫程度和气泡在矿浆中分布的均匀性。矿浆的充气程度与浮选机类型、充气器结构、分散气流的方法、搅拌强度、浮选槽尺寸及形状、矿浆浓度、起泡剂种类及用量等有关,且相互联系和影响,

矿浆充气程度直接影响气泡矿化过程、浮选速度、工艺指标和浮选药剂的用量。强化充气可使浮选速度加快,增加浮选机生产能力,还可在一定程度上降低药剂用量,尤其是起泡剂用量。

1. 充气量及其测定

就目前国内外使用的三大类浮选机而言,充气式浮选机充气量最大,机械搅拌式最小,充气搅拌式居中。以使用最广泛的机械搅拌式浮选机为例,充气搅拌机构在工作时

类似于离心式水泵,如图 6-2-3 所示,充气量大小取决于叶轮在矿浆中的浸没深度和转速,即甩出矿浆时在叶轮中产生的真空度大小。真空度越大,可吸入的空气就越多。所以,叶轮旋转时产生的真空度 h_0 (Pa)、叶轮旋转圆周线速度 v (m/s) 和叶轮出口处矿浆静压头 H (m) 之间有如下关系式:

$$h_0 = \frac{3v^2}{2g} - H \quad (2-1)$$

从公式可见,当 H (叶轮浸水深度) 一定时,叶轮转速越快,甩出的矿浆速度越快,叶轮所形成的工作压头(动能)越大, h_0 就越大,吸入空气也越多,且叶轮线速度和工作压头间为 2 次方关系。但转速增大时,叶片所受阻力也与叶轮圆周线速度平方成正比,所以必然导致功耗增大及搅拌装置磨损。故机械搅拌式浮选机的叶轮线速度一般不超过 10m/s。

减少浮选槽深度或叶轮浸水深度可提高充气量,因为此时叶轮旋转所形成的工作压头和槽内矿浆对叶轮的静压头差值增大,矿浆甩出速度增大, h_0 增大,充气量也因此增加。降低槽深还能降低电耗。所以,在保证浮选机正常工作前提下(保持液面平稳),应尽可能降低槽深。浅槽是浮选机发展的重要趋势。

此外,充气器的结构参数,如叶轮直径、形状、叶片高度和数目、叶轮距槽底距离、定子叶片形状、倾角、叶轮的间隙等均会影响充气量和气泡分散。机械搅拌式浮选机在充气量良好时,其空气的平均体积约为 20% ~ 30%,充气量再提高会显著增加气泡兼并,过分充气还会将大量矿粒夹带到泡沫中,降低精矿质量,同时造成矿浆液面不稳,能耗增加,尤其对机械搅拌式浮选机还会加剧叶轮磨损和矿物泥化等。

充气量的测定可用量筒法或充气量测量仪,计算出单位时间、单位浮选机面积或单位浮选机体积所吸进空气量即可。

①量筒法——测定时将计容积为 500mL 的量筒装满清水,倒置于浮选机中,由于浮选机液面溢出的空气进入量筒将清水排出,记录空气将清水排出的时间,用下式计算:

$$Q_i = 0.6H/t \quad (2-2)$$

式中, Q_i 、 H 和 t 分别为被测点充气量 [$\text{m}^3/(\text{m}^2 \cdot \text{min})$]、量筒排出清水的高度 (cm) 和量筒内一定体积清水排出所用的时间 (s)。该法简单,但误差较大。

②充气量测量仪——见图 6-2-5,由测量筒和指示仪两部分组成。测量筒直径为 50mm,为测量不同深度的充气量,配有不同长度的加长副筒。管内有 A、B、C、D 四个电极,电极 A 与 B 和 A 与 C 之间电容差为已知数。指示仪由秒表、表头、变压器、继电器及其他元件组成。测量时将测量筒插入浮选机内,筒内的空气即从小孔 f 排出,煤浆注满筒

内,再用大拇指将小孔堵住,由于空气进入测量筒将筒内煤浆排出,当液面下降到离开电极 A 下端面的瞬间,表头指示满刻度,液面离开电极 B 下端面的瞬间,表头返回零点,记录时间,用式(2-2)计算其充气量。

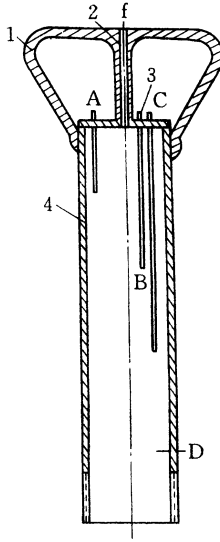


图 6-2-5 充气量测量仪

- 1—手把 2—排气孔；
3—不锈钢电极 4—主筒

在一般情况下,浮选机的充气量也可由泡沫情况粗略判断。

2. 矿浆中空气的弥漫程度

充气量表示充气数量,而空气弥漫程度是指一定充气量时空气分散成气泡的程度,表示充气质量。弥漫程度越高,生成的气泡越小,气泡数量越多,所提供的气泡总面积越大,因此矿粒与气泡碰撞粘附机会也越大。但气泡过小时升浮速度减慢,不利于携带矿粒上浮。添加起泡剂可改善气泡弥漫程度:一定程度内,起泡剂用量增大,气泡直径减少。如纯水中添加 20mg/L 松油后气泡平均直径由 4.5 ~ 8mm 降至 0.38mm。增加搅拌程度也可提高弥漫程度。

3. 气泡在矿浆中分布的均匀性

气泡在矿浆中分布的均匀性也用于表示充气质量。浮选机内不同部位充气量是不同的,随浮选机结构类型不同,气泡分布的均匀性差别很大。气泡在矿浆中分布的均匀性影响着浮选机槽体的‘有效容积’或‘充气容积’。并不是浮选机所有容积都存在气泡,只有存在气泡的那部分容积才能实现矿粒和气泡的碰撞和附着,故含有气泡的那部分容

积称‘有效容积’或‘充气容积’。提高搅拌强度可改善气泡分布的均匀性。气泡分布的均匀性可用‘充气均匀度’ K 衡量,其计算公式为:

$$K = 100 - \frac{\sum_{i=1}^n |Q_i - Q_m|}{nQ_m} \times 100\% \quad (2-3)$$

式中 Q_i ——被测点充气量, $\text{m}^3/(\text{m}^2 \cdot \text{min})$;
 Q_m ——各测点充气量的算术平均值 ;
 n ——测量点数。

此式可较准确表示浮选机的充气均匀程度,但此式是以从槽液面测得的充气量来计算的,由此要求测量点数要足够,测量间距应小于 300mm。

气泡分布的均匀性也可通过测量矿浆液面不同深处的充气量后用‘充气容积利用系数’ F 来衡量, F 比 K 更准确,其计算公式为:

$$F = \frac{n - n'}{n} \times 100\% \quad (2-4)$$

式中 n 和 n' ——分别为充气量测定的总点数和充气量小于 $0.1 \text{ m}^3/(\text{m}^2 \cdot \text{min})$ 的点数。

气泡在矿浆中分布的均匀性直接影响浮选机工作效率,充气均匀度或充气容积利用系数越大,按单位槽体衡量的浮选机生产能力越大。

第三节 浮选机的分类

浮选机的种类繁多,差别主要表现在充气方式、充气搅拌装置结构等方面,所以目前应用最多的分类法是按充气 and 搅拌方式的不同将浮选机分为两大类,即机械搅拌式和无机械搅拌式。利用叶轮—定子系统作为机械搅拌器实现充气和搅拌的统称为机械搅拌式浮选机。根据供气方式的不同又细分为机械搅拌自吸式和机械搅拌压气式两种。前者的搅拌器搅拌同时完成吸入空气和将空气分割成细小气泡 ;后者的搅拌器仅用于搅拌和分割空气,空气是依靠外部系统强制压入的。不用叶轮—定子系统作为搅拌机构,而用专用设备从浮选机外部强制吸入或压入空气的统称为无机械搅拌式浮选机,又称充气式浮选机。根据生成气泡的方法不同,有使空气通过微孔而强制弥漫的压气式 ;有用喷射旋流手段产生强制涡流切割空气及使空气溶解后再析出的喷射式 ;也有用真空减压法

使气泡从矿浆中析出的真空减压式等。据此可将国内外常用的结构上有特色的浮选机分类如表 6－2－1 所示。

表 6－2－1 浮选机分类表

类别	充气方式		浮选机型号及产地
机械搅拌式	自吸式		XJ 型(中)、米哈诺布尔(МехаНобур) A 型(前苏)、丹佛(Denfer) Sub—A(美)、FF 型(日)、SF 型(中)、JJF 型(中)、XJQ 型(中)、法格古伦(Fagergren) FM(美)、维姆科(Wemco) 1 + 1(美)、布思(Booth)(美)、棒型(中)、HCC 型 ^② (中)、瓦曼(Warman) ^② (澳)、XJM 型(中)、XJN 型(中)、ΦM—2.5 型 ^① (前苏)、米温迈(Minemet) HC(法)、V—F 型(日)、洪堡尔特(Humbolt)(德)、维达克(Wedag)(德)、ΦMY—63 型 ^① (前苏)、MΦY2—63 型 ^① (前苏)、MΦY—12 型 ^① (前苏)
	压气式		CHF—X 型(中)、BS—X 型(中)、XJC 型(中)、丹佛(Denver) DR(美)、KYF 型(中)、BS—K 型(中)、OK 型(芬)、道尔·奥利弗(Dorr—Oliver)(美)、阿基泰尔(Agitair)(美)、Minemet BCS 型(法)、马克斯韦尔(Maxwell)(加)、萨拉(Sala) BFP 型(瑞典)、博利登(Boliden) BFR(瑞典)、艾克(Aker)(挪威)、ΦIM—63Y 型 ^① (前苏)、ΦITP 型 ^① (前苏)
无机机械搅拌式	空气压入式	单纯压入式	浮选柱(中、加、美)、米克罗塞尔(Microcell)浮选柱(美)、柱形浮选机(加、前苏、德、美)
		气升式	SW 型(Forrester)、AΦM—2.5(前苏)
	空气析出式	真空式	科珀(Copper)(英)
		加压矿浆析气式	吸气式 喷射吸气式(前苏)、旋涡式(日)、XPM 喷射旋流式 ^① (中) 压气式 H & P 旋流式(美)、Wedag 气升旋流式(德)、洪堡尔特(Humbolt)旋流式(德)

①选煤专用机型；②亦可用鼓风机供气。

第三章 机械搅拌式浮选机安装调试、应用操作与故障排除

第一节 机械搅拌式浮选机的特点与结构

一、机械搅拌式浮选机的特点

机械搅拌式浮选机分自吸式和压气式两类,自吸式具有如下特点:

- ①搅拌力强,可保证密度、粒度较大的矿粒悬浮,并可促进难溶药剂的分散与乳化。
- ②对分选多金属矿的复杂流程,自吸式可依靠叶轮的吸浆作用实现中矿返回,省去大量砂泵。
- ③对难选和复杂矿石或希望得到高品位精矿时,可保证得到较好的稳定指标。
- ④运动部件转速高、能耗大、磨损严重、维修量大。

压气式是压入空气来完成充气,故具有以下特点:

- ①充气量大,便于调节,对提高产量和调整工艺有利。
- ②搅拌不起充气作用,故转速低、磨损小、能耗低、维修量小。
- ③液面稳定、矿物泥化少、分选指标好,但需压气系统和管路。

二、机械搅拌式浮选机的结构

1. 转子—定子系统

浮选机的充气搅拌机构实际上是个转子—定子结构,转子和电机相连,高速旋转,定子和机体连结固定。转子—定子的结构不同形成了不同的浮选机系列,决定了各自的充气搅拌性能。

图 6-3-1 描述了广泛应用和有前景的几种型号浮选机的转子—定子系统结构。其中丹佛 DR 型、阿基泰尔型、OK 型、维姆科 1+1 型在世界各国占领了市场,前三种属压式,后一种属自吸式。以上四种浮选机不能自吸浆,需阶梯配置,我国使用量最大的是 XJ(或 XJM 型)型,有良好的性质,有利于在投产后改变浮选流程。

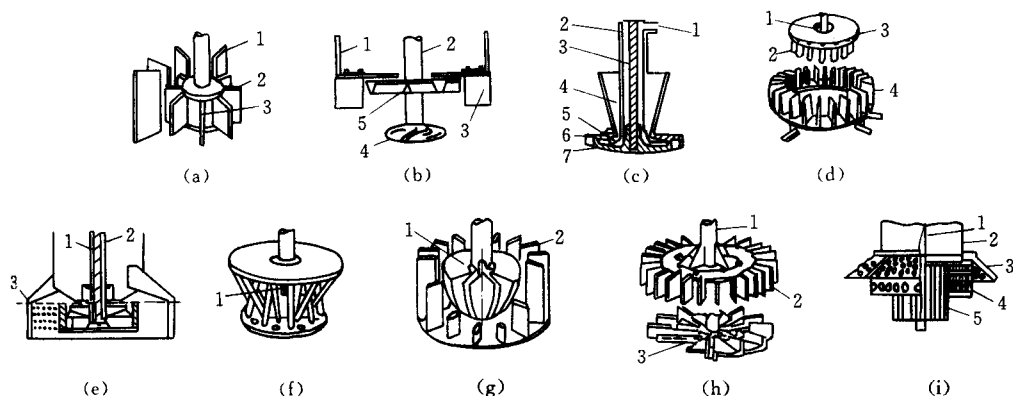


图 6-3-1 各种型号的浮选机的转子—定子系统

- (a) 艾克型 :1—扩散片 2—叶轮 3—进气孔 ;(b) 布思型 :1—立管 2—轴 3—扩散片 4—搅拌叶轮 ;
5—充气叶轮 ;(c) 丹佛 DR 型 :1—进气孔 2—立管 3—轴 4—矿浆循环管 5—空气通道 ;
6—扩散片 7—叶轮 ;(d) 阿基泰尔型 :1—矿浆进入孔 2—棒条 3—Pispa 叶轮 4—扩散片 ;
(e) 维达克型 :1—轴 2—立管 3—稳定器 ;(f) Minemet BCS 型 :1—进气孔 ;(g) OK 型 :
1—叶轮 2—扩散片 ;(h) 萨拉 BFP 型 :1—立管 2—扩散片 3—叶轮 ;
(i) 维姆科 1+1 型 :1—轴 2—立管 3—分散器罩 4—分散器 5—转子

充气搅拌机构转子叶轮可分为两大类 叶片状离心叶轮和棒条叶轮。

叶片状离心叶轮大致分四种 :①单面(层)叶轮,叶片放射状布置,仅位于圆盘上表面。②双面(层)叶轮,圆盘上下两面均有叶片,搅拌能力较强。③离心泵叶轮,叶片为弯曲状,位于上下两个圆盘中间,形成封闭通道。槽外矿浆从下圆盘中心的吸入口进入叶轮。上圆盘上面的副叶片与叶轮外罩组成真空室,吸入空气,或者在叶轮顶部开孔,加罩,空气吸入叶轮内部,如我国的 XJM 型。④混流泵叶轮,如图 6-3-2。其叶片位于圆锥形底盘上,叶片与圆锥面的母线呈较大夹角,叶轮的下方必须要有一固定的起导流作用的圆锥台,叶轮转动时,叶轮罩内为负压区,空气被矿浆裹挟带入(一次充气作用)。当

矿浆沿锥面射向槽底时,空气从叶轮背面经叶轮外缘与圆锥台之间的缝隙被吸入(二次充气作用)。亦即叶轮正面和背面均能形成负压区,这种叶轮用于浅槽浮选机时可采用自吸式,但若用于深槽时可改为压气式,将低压空气自中空轴引入叶轮背面,同时仍可保持自吸浆状态。

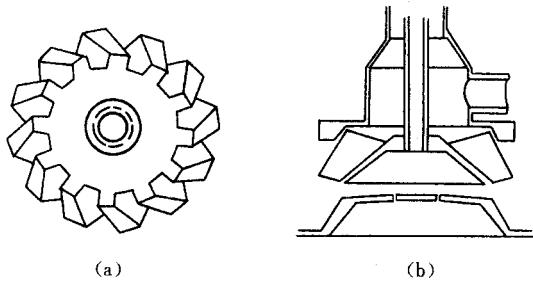


图 6-3-2 HCC 型环射式浮选机的叶轮
(a) 叶轮俯视图 ;(b) 进浆罩,凸台与叶轮的相对位置

棒条叶轮(转子)是用圆形棒条作为搅拌和充气工具,由一些棒条有规则地固定在一个或两个圆盘上构成的,与泵的叶轮毫无共同之处,故常称为转子。可归纳为两类:①棒条安装在圆盘的下方,如阿基泰尔型;②棒条位于上下两个圆盘之间,如法格古伦型。棒条转子的直径与高度之比远大于离心叶轮,已近于 1,其原因是运动时棒条所受阻力远低于高度相等的宽叶片。棒条转子充气量大,用电量小。

新型浮选机叶轮设计已突破传统的叶片状离心叶轮与棒条型叶轮的界线。如维姆科 1+1 型的星形叶轮既有棒条叶轮充气量大,又有离心叶轮矿浆流通量大的特点;OK 型转子像半个椭圆球(图 6-3-1(g)),按叶片与圆盘的相对位置看,属单面叶轮,但叶片高度大,与直径比达 0.61,此特征又接近于棒条转子;再如布思型,一根轴上安装两个叶轮(图 6-3-1(b)),既有充气叶轮,又有搅拌叶轮或者循环叶轮,这种分开的双叶轮结构适合于大型浮选机和粗粒物料的浮选。

转子设计是决定浮选机工艺性能的主要方面,但定子及稳流板的作用也不可忽视。离心叶轮的外围均设置定子,棒条型叶轮的外围也有定子,伞形及环射式叶轮用槽底稳流板代替定子。通常定子是由固定在叶轮盖板上的径向或与径向成一定角度的导向叶片或在浮选机槽底安装的径向或弯曲的叶片组成,这两类叶片亦称为扩散片。定子的作用和稳流板一样,主要是消除矿浆自旋,保证液面平稳。当叶轮甩出的矿浆与定子叶片撞击时,产生新的旋涡,有利于卷吸(分割)空气和气泡分裂。因此,定子设计的优劣会影响泡沫层稳定性和充气量。

2. 槽体

浮选机断面形状多为矩形,其下部也可为圆形,传动部件直接支撑在槽体上,槽体的几何特征可用槽深(溢流堰与槽底之距离)与槽宽之比(简称深宽比)表示。浮选机的叶轮切线速度与叶轮直径同槽宽之比(简称径宽比)有关。槽体深度由浮选机内三个作用区所必需的高度决定,一般介于 $1 \sim 2\text{m}$ 之间,容积特别大的 ($> 16\text{m}^3$),高度要超过此数。通常,容积越大,深宽比愈小,浅槽型与深槽型可按深宽比划分,但没有明确界限。习惯上将深宽比大于或接近 1 的称深槽型,小于 1 者称浅槽型。径宽比由转子—定子设计决定,就同一型式浮选机而言,径宽比变化不大。图 6-3-3 是当前常用浮选槽剖面形状。

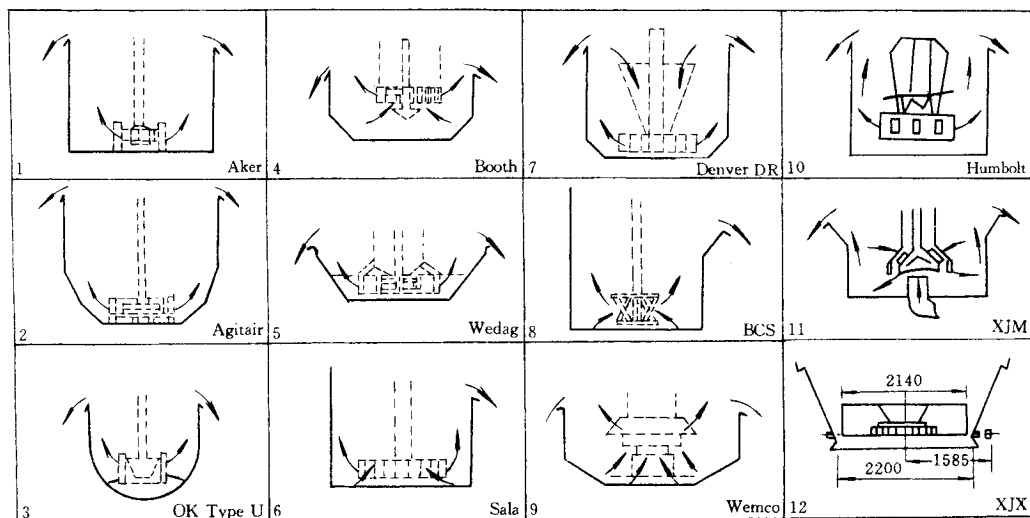


图 6-3-3 常用浮选槽剖面的几何形状

第二节 常用机械搅拌式浮选机

1. XJM 型浮选机

XJM-4 型浮选机是我国 20 世纪 70 年代初自行研制、在我国使用最广泛的浮选机之一,其规格见表 6-3-1。该机有浮选槽、中矿箱、搅拌机构、刮泡机构和放矿机构几部分组成。每台浮选机有 4~6 个槽体,单槽容积 4m^3 ,两槽体之间由中矿箱连接,最后一槽有尾矿箱。中矿箱、尾矿箱均有调整矿浆液面的闸板机构。每个槽内有个搅拌机构和放矿机构,两侧各有刮泡机构。槽体与前室中矿箱通过下边的 U 形管连通。

表 6-3-1 XJM-4 型浮选机规格

单室有效容积/ m^3	4	搅拌装置功率/ kW	11
处理能力/ $\text{t} \cdot (\text{m}^3 \cdot \text{h})^{-1}$	约 1.0	刮泡器转速/ $\text{r} \cdot \text{min}^{-1}$	23
槽深/ mm	1100	刮泡器电动机功率/ kW	1.1
叶轮直径/ mm	500	外形尺寸(长 $\times$ 宽 $\times$ 高)/ mm	约 12700 $\times$ 3000 $\times$ 2500
叶轮转速/ $\text{r} \cdot \text{min}^{-1}$	390	机器总重/ kg	约 15500

充气搅拌机构由固定部分和转动部分组成,结构见图 6-3-4,用四个螺栓将其固定在浮选槽的角钢上。固定部分由伞形定子 1、套筒 2 和轴承座 3 等组成。套筒上装有对称的二根进气管 4,管端设有进气量调整盖 5。轴承座和套筒之间设有调节叶轮和定子间轴向间隙的调节垫片 6。转动部分由伞形叶轮 7、空心轴 8 和皮带轮 9 组成。空心轴上端有可更换的、带有不同直径中心孔的调节端盖,用以调节叶轮一定子组的真空度,从而调节空心轴的进气量,并调整浮选机的吸浆量和动力消耗。

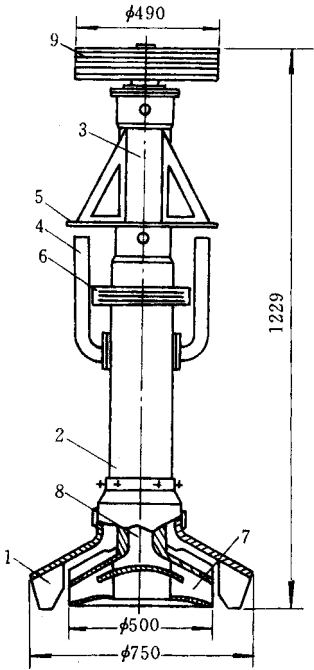


图 6-3-4 XJM-4 型浮选机搅拌机构的示意图

该机的特点是采用了三层伞形叶轮。第一层(上部)有 6 块直叶片,与定子配合吸入循环矿浆和套筒中的空气 第二层伞形隔板与第一层之间构成吸气室,由中空轴吸入空

气,第三层是中心有开口的伞形板,与第二层隔板之间形成吸浆室,前室矿浆通过中矿箱和 U 形管由此吸入。定子也呈伞形,在叶轮上方,由圆柱面和圆锥面两部分组成,其上分别开有 6 个和 16 个矿浆循环孔,定子锥面下端有 16 块与径向呈 60° 夹角的定子导向片,倾斜方向与叶轮旋转方向一致。定子可以稳定矿浆液面,定子上的导向片与叶轮甩出的矿浆气流一致,可减少叶轮周围矿浆的旋转和涡流,提高矿浆、空气的混合程度,并使叶轮吸气能力提高。定子盖板可使叶轮在停机时不被淤塞。定子循环孔可改善矿浆循环,使没粘附气泡的颗粒再入叶轮,强化分选。

XJM-4 型浮选机工作时,叶轮转动甩出矿浆,形成负压,来自套筒的空气和循环孔吸入的循环矿浆被吸到叶轮上部直叶片所作用的空间进行混合,入料矿浆从叶轮底部中心吸入管吸到吸浆室。在离心力作用下,上述各股浆气物料分别沿各自锥面向外甩出。自空心轴吸入的空气与吸浆室吸入的矿浆先在叶轮内混合后再甩出,甩出的所有的浆气混合物在叶轮出口处相遇,激烈混合,并通过定子导向叶片和槽底导向板冲向四周斜下方,然后在槽底折向上,形成 W 形矿浆流动型式。运动过程中气泡不断矿化,稳定升到液面,形成泡沫层。

XJM-4 型浮选机属浅槽型,槽体的深宽比为 0.61,由于是浅槽,叶轮所受静水压力小,叶轮甩出矿浆的出口速度增大,提高了浮选机的吸气能力和生产能力,并可降低电耗。大量研究证实 随槽深减小,浮选机的充气量按近似二次方函数关系增加,而功率消耗按一次方函数关系降低。该机的液面高度调节是通过伞齿轮调节每个浮选槽与中矿箱之间的闸板高度来实现的,而每个浮选槽底的瓶塞式放矿机构可通过手轮和丝杆方便地开启。

因采用了小直径、高转速的三层伞形斜叶轮和浅槽型机构,浮选机能同时互不干扰地吸气、吸浆、循环矿浆,形成 W 形矿浆流,且液面稳定、充气量大、易于调节、电耗低 [$3\text{kW}/(\text{t}\cdot\text{h})$]、处理量大 [$0.6 \sim 1.2\text{t}/(\text{m}^3\cdot\text{h})$],且气泡分布均匀、充气均匀度高(90%左右)、浮选快、流程灵活。这些均由其本身的结构特点所致。对入料浓度较高、可浮性不太差的煤泥,该机可充分发挥充气量大、浮选速度快、处理量大的特点,但对可浮性差的煤泥,尤其是细粒高灰物料多时,该机选择性较差,此外,该机对粗粒浮选效果也欠佳,在尾煤中损失较多。

2. XJX 型大型浮选机

XJX 型浮选机是我国研制的大容积浮选机,型号 XJX 型浮选机多 XJX-8、XJX-Z8、XJZ-8 和 XJX-12、XJX-T12,单槽容积分别为 8m^3 和 12m^3 。该型机是在洪堡尔特型浮选机基础上吸取了丹佛 DR 型的槽内循环筒、维姆科型的假底和米哈诺布尔型的

加强底部循环等优点设计的一种产品,规格见表 6-3-2。

表 6-3-2 XJX 型浮选机技术规格

名称 \ 型号	XJX-8	XJX-Z8	XJX-T12
型式	浅槽机械搅拌式双侧刮泡	浅槽机械搅拌式双侧刮泡	浅槽机械搅拌式双侧刮泡
给料方式	直流式	直流式	吸入式
单槽容积/ m^3	7.9~8.5	8	12
设计煤浆通过量/ $\text{m}^3 \cdot \text{h}^{-1}$	A 型叶轮 300~400 B 型叶轮 400~500	320~500	一次粗选 500~700 二次粗选 300~400
单位充气量 $\text{m}^3 \cdot (\text{m}^2 \cdot \text{min})^{-1}$	A 型叶轮 0.59 B 型叶轮 1.15		0.67~1.25
充气均匀系数/%	A 型叶轮 79.61 B 型叶轮 81.29		83~85
槽深/mm	1300~1400	1400	1600
叶轮直径/mm	660	660	760
叶轮线速度/ $\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$	8.6	8.6	8.6
叶轮转速/ $\text{r} \cdot \text{min}^{-1}$	249	249	273
搅拌机构电机功率/kW	30	22	37
刮泡器转速/ $\text{r} \cdot \text{min}^{-1}$	33.3	33.3	33.3
外形尺寸(长×宽×高) /mm	14744×3500×2942(6 槽)	14828×3685×2945(6 槽)	15870×3840×3500(5 槽)
设备重量/t	约 26.4(6 槽)	27.0(6 槽)	31.0(5 槽)

(1) XJX-8 型浮选机

其结构见图 6-3-5,由槽体、刮泡机构、搅拌机构和液面自魂控制机构等组成。搅拌机构如图 6-3-6 所示,由空心轴 1、套筒 2、倒锥循环筒 3、叶轮 4、定子 5 和调节片 6 组成。浮选机工作时由于叶轮的旋转,在离心力的作用下充满定子叶轮内的矿浆被甩出,同时叶轮内产生负压,经套筒和空心轴吸入空气和药剂,然后又从叶轮上下盖板的循环孔吸入矿浆。在叶轮的回转作用下,矿浆、空气和药剂三相不断混合并向外甩出,使气泡得到矿化。矿化气泡经稳流板的稳流作用升到液面形成泡沫层。未矿化的物料可以进行循环,再次进入叶轮,或去下一槽浮选。该机具有以下特点：

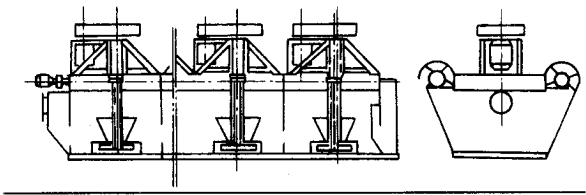


图 6-3-5 XJX-8 型浮选机示意图

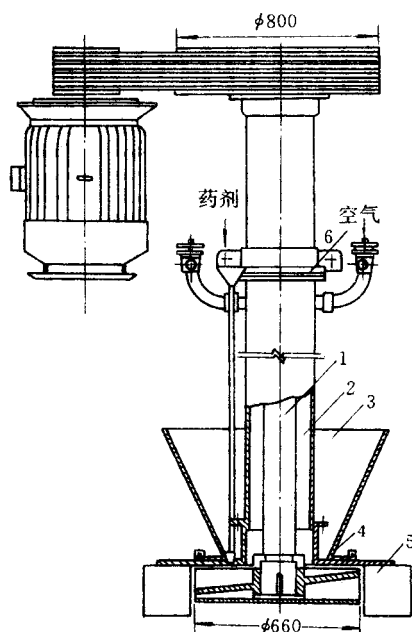


图 6-3-6 XJX-8 型浮选机搅拌机构

①采用双偏摆叶轮,叶轮分上下两层,由一个与水平呈 7° 角的斜圆盘隔开,上下两层各有 6 个高度不同、呈辐射状对称排列的直叶片,叶轮的底部有个水平圆板,根据板上循环孔的大小和形状不同,而分成 A 型和 B 型叶轮,从而产生不同的吸浆量和充气量,以适应不同可浮性的煤(A 型充气量 0.6、B 型充气量 1.0 左右)。双偏摆叶轮在旋转时,叶轮圆盘与上下盖板和叶片所形成的空间随时都在变化,充气矿浆从叶轮内向外流出时,交替受到扩展和碾压作用,当充气矿浆受碾压时,部分空气溶解于矿浆,当充气矿浆扩展时,溶解于矿浆中的空气又以微泡在疏水性表面析出,可大大增加疏水矿粒向气泡的粘着速度和牢固性。因采用斜叶轮,充气矿浆从叶轮甩出时,对叶轮一周矿浆的每一点,甩出的矿浆产生的搅拌力是交替变化的。因此,双偏摆叶轮具有更强的搅拌力,可采用较低的速度。

②该机定子固定在空心轴套筒的下端,盖板周围有 24 块与径向成 45° 角的导向板,盖板上开有两排循环孔,两排之间有一倒锥形矿浆循环筒,外排 24 个 $\phi 42\text{mm}$ 循环孔供浮选槽下部矿浆循环,内排 20 个 $\phi 39\text{mm}$ 循环孔供槽体中上部矿浆循环,未经矿化的矿浆再折向下,重新进入叶轮区循环,实现了矿浆立体循环。既兼有定子循环孔和套筒循环孔的优点,又避免了开设套筒循环孔影响浮选机性能的问题。

③为适应直流式给料,每个槽体侧壁上开有矩形直流通道,供矿浆流过,省去了中矿

箱,减少了叶轮吸浆负担过重和通过量受限的问题,并省去吸浆动力,有利于液面(整机)的自动控制,适应了大型化的发展。但由于通道较大,易造成矿浆短路或串料。

④该机也采用了新型气溶胶加药方式。如图 6-3-6 所示,每个槽均设有加药漏斗,分段加药时,药剂可由定子循环孔和空心轴直接加入叶轮腔内。例如药剂通过位于定子循环孔的喷嘴(直径 4mm)进入上层叶轮时,被叶轮腔内的气液矿浆流带出而形成雾状,直径 $6 \sim 15\mu\text{m}$;从空心轴加入药剂进入下层叶轮,形成气溶胶,直径在 10^{-8}cm 左右,提高了药剂的分散度。且药剂首先覆盖在气泡上,这种气泡表面除吸附起泡剂分子外,还吸附一层药剂薄膜,减弱了气泡表面水化层厚度和坚固度,是活化气泡。

实践证明,由于采用了双偏摆叶轮、矿浆立体循环、直流式给料和气溶胶加药等方式,该机每小时可处理 300~500t 矿浆,或 50t 左右干燥泥。

(2) XJX-Z8 型浮选机

XJX-Z8 型浮选机是 XJX-8 型的改进型,见图 6-3-7。主要在以下两方面进行了结构改造:一是设置直流通道,把浮选机入料或前室来料引导到下一浮选槽的叶轮一定子区,使部分矿浆即刻由叶轮吸进,通过这个最佳搅拌区,减少了矿浆的短路或串料,二是增加了矿化几率;二是增设了导向板和假底,有助于浮选槽底部流体的合理分布,增加浮选槽底部矿浆循环量,可防止底部颗粒的沉积,有利于粗颗粒的浮选。

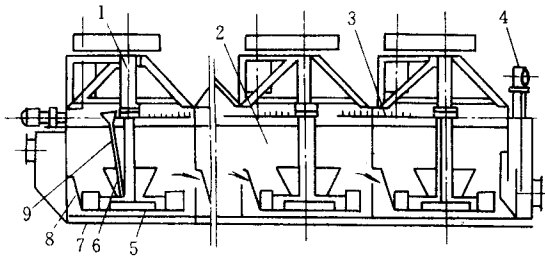


图 6-3-7 XJX-Z8 型浮选机机构

- 1—搅拌机构 2—槽体 3—刮泡机构 4—液面自动控制机构 5—叶轮;
6—倒锥循环环 7—稳流板及假底 8—直流通道 9—气溶胶加药装置

(3) XJZ-8 型浮选机

XJZ-8 型浮选机是 XJX-8 型和 XJX-Z8 型的改进型,见图 6-3-8。矿浆经头部槽体入料管给到叶轮上部,叶轮上部叶片除了吸入从入料管来的新鲜矿浆外,还从锥型筒吸入槽内的循环矿浆,而叶轮下部叶片吸入经假底进入的循环矿浆。同时,空气经套筒和空心轴的进气孔分别被吸入到叶轮上、下叶片中;浮选药剂则从空心轴和定子的加药斗给入,并呈气溶胶弥散于矿浆中。矿浆、气泡、药剂从叶轮甩出后经定子导向叶片和

稳流板进行分散导流,矿化的泡沫上浮,由刮泡器刮出。

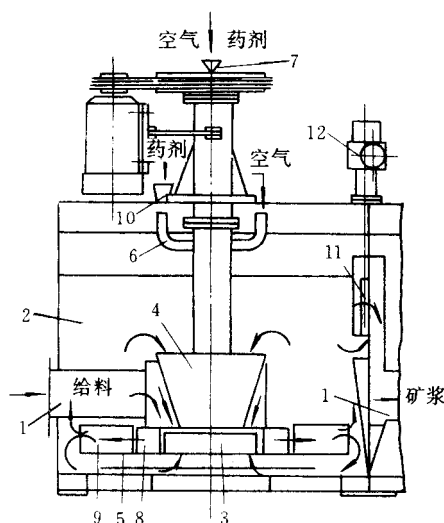


图 6-3-8 XJZ-8 型浮选机示意图

- 1—入料管 2—浮选槽 3—叶轮 4—锥形筒 5—假底；
6—进气孔 7—空心轴加药斗 8—定子 9—稳流板；
10—定子加药斗 11—闸板 12—电动执行机构

XJZ-8 型浮选机的特点在于采用了给料管中心吸料方式,全部矿浆经叶轮吸入浮选槽,有利于气泡的矿化和提高浮选速度,还可对每个浮选槽单独调整液面,操作方便,分选指标好。该机同样也采用了假底以增加槽底部矿浆循环量和防止底部颗粒的沉积,有利于粗颗粒的浮选,能提高精煤产率和尾煤灰分,还可减少功率消耗,提高充气量和充气均匀系数。此外,叶轮倾斜圆盘的倾斜角比较小,相应提高了圆周速度,增大了叶轮底盘循环孔面积,以满足矿浆吸入量、循环量和充气量的要求。叶轮采用了合金耐磨材料,提高了使用寿命。该机对浮选入料的灰分和浓度变化的适应性较强。

(4) XJX-12(T12)型浮选机

XJX-12(T12)型浮选机也是在 XJX-8 型的基础上研制的单槽容积为 12m^3 的大型浮选机,见图 6-3-9。针对直流通道易串料,矿浆不能全部进入叶轮区从而影响分选效果的问题,XJX-T12 型采用了中心入料管入料,即用水平管将前槽矿浆导入倒锥循环筒下部的外壁和定子盖板组成的截面为三角形的旋转体,从定子盖板上的循环孔进入叶轮上部,防止串料。由于全部矿浆均进入叶轮,和下吸式类似,矿浆处理量有所减少,动力消耗有所增大,但提高了分选效果,加快了浮选速度,增强了选择性,更适应难浮煤泥的分选。

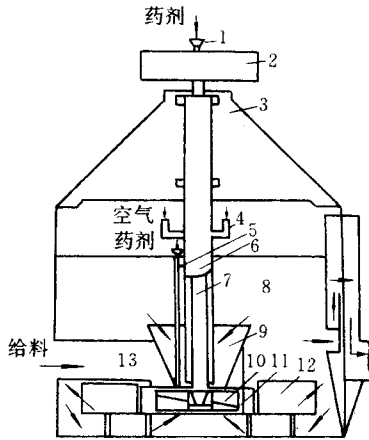


图 6-3-9 XJX-T12 型浮选机示意图

- 1—空心轴加药斗 2—大胶带轮 3—机架 4—进气孔 5—定子加药斗；
6—套筒 7—空心轴 8—槽体(包括中矿箱) 9—入料循环筒；
10—叶轮 11—定子 12—稳流板 13—入料管

另外,XJX-T12 型浮选机为适应煤泥可浮性变化较大的特点,采用了五槽结构,在三、四槽之间设有灵活机动、便于调整的新型中矿箱,矿浆由此可进入下槽分选,也可方便地返回前槽或进入另外的浮选机进行二次分选,适应性强。

XJX 型浮选机属于中等槽深,并有假底,能得到较厚的泡沫层,利于二次富集,特别适合粗粒、难浮煤和低浓度煤泥的浮选。

3. XJM-S 型浮选机

XJM-S 型浮选机是以 XJM-4 型为基础,总结该机型和国内外浮选机的特点,采用模拟放大的方法设计出的结构合理、新颖、浮选效果好、运转可靠、操作维修方便、能耗低的煤用浮选机。XJM-S 型浮选机的结构和搅拌机构见图 6-3-10 和图 6-3-11,技术性能见表 6-3-3。本机采用了矩形槽体、双层伞形叶轮、自吸式的吸气方式、混合的入料方式。

采用双层伞形主要是为降低叶轮的功耗,把原 XJM-4 型的分隔空气和矿浆的伞形隔板用其他机构代替,重新对叶片高度和叶轮腔高度进行优化设计,使三层叶轮变为两层,既保持原叶轮的浸水浅、功耗低的优点,又解决了原叶轮铸造、加工困难、轮腔易堵的问题。本机装机功率同其他吸入式相比是最低的。本机的叶轮上下循环量均可调节,以适应不同可浮性煤泥。上循环量通过定子盖板上的调节装置改变循环流道的截面调节,下循环量通过更换下吸口的调节板调节。对易浮煤,加大下循环量,对难浮煤,增大上循环量。

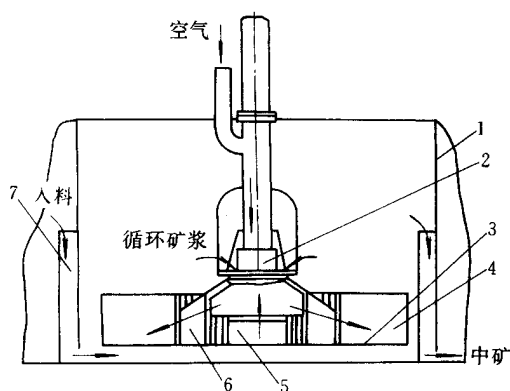


图 6-3-10 XJM-S16 型浮选机示意图

1—槽体 2—搅拌机构 3—假底 4—稳流板；
5—吸料管 6—定子导向板 7—中矿箱

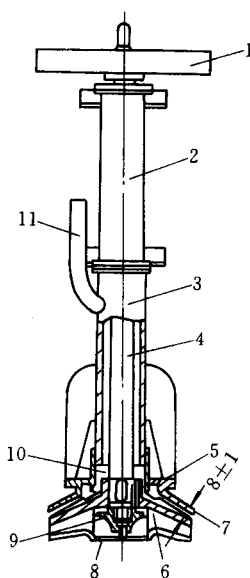


图 6-3-11 XJM-S 浮选机搅拌机构

1—胶带轮 2—轴承座 3—套筒 4—轴；
5—上调节环 6—叶轮 7—定子盖板；
8—下调节环 9—锁紧螺母 10—导向管；
11—吸气管

表 6-3-3 XJM-S 型浮选机的技术性能

技术参数	XJM-S3	XJM-S4	XJM-S6	XJM-S8	XJM S12	XJM-S14	XJM-S16
单槽容积/ m^3	3	4	6	8	12	14	16
单位处理能力 $/\text{t} \cdot (\text{m}^3 \cdot \text{h})^{-1}$	0.6~1	0.6~1	0.6~1.2	0.6~1.2	0.6~1.2	0.6~1.2	0.6~1.2
充气速率/ $\text{m}^3 \cdot \text{min}^{-1}$	0~1.2	0~1.2	0~1.2	0~1.2	0~1.2	0~1.2	0~1.2
电机功率/kW							
搅拌电机	11	15	18.5	22	30	30	37
刮板电机	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	2.2
外形尺寸/mm							
长 3 槽	5867	6875	7685	8200	9495	10199	10971
4 槽	7472	8690	9890	10555	12255	13204	14176
5 槽	9077	10595	12095	12910	15015	16209	17381
6 槽	10682	12500	14300	—	—	—	—
宽	1850	2150	2450	2750	3120	3270	3450
高	2732	2758	2806	2956	3250	3310	3433
设备总重/kg							
3 槽	7600	9364	12800	15100	22863	24570	27344
4 槽	9800	12224	16300	19758	28334	31350	33966
5 槽	11800	14814	19800	24415	33805	37140	40564
6 槽	13500	17404	23300	—	—	—	—

进气管管口有气量控制阀,可随时调节充气量。进入的空气通过套筒分别进入叶轮的上下两层,起到 XJM-4 型空心轴和套筒分别向叶轮上下层供气的目的。

在确定入料方式时考虑到我国大量采用直接浮选,入料浓度低,矿浆量大,且难浮煤多,应加大矿浆在搅拌区搅拌,提高矿化速度,故采用‘假底底吸,周边串料’的混合入料方式,即大部分前室入料通过假底中心吸料管吸入叶轮,其余通过假底周边与槽壁的间隙上升串入搅拌区。相邻槽间的中矿箱埋入前槽矿浆里,不起调节液面的作用。这种给料方式比单纯中心给料具有更大的矿浆通过量,还能避免短路现象,保持正常的矿浆流态。

此外,该机的定子设计成定子盖板和导向叶片的分体式结构,主要目的在于实现定子上的吸浆管与叶轮下吸口对中,保证两者的轴向间隙及叶轮与定子叶片的径向间隙。搅拌机构自重和叶轮转动时的不平衡力通过定子和假底作用于槽底,避免了悬挂式搅拌机构不平衡、晃动的问题。为避免叶轮从下吸口吸入循环矿浆,将叶轮下吸口伸入吸浆管内一定尺寸,保证吸入足够新鲜矿浆。

浮选机工作时矿浆从浮选机端部入料箱或前室中矿箱进入假底的下面,其主流及一部分循环矿浆经吸浆管进入叶轮的下层腔内,循环矿浆的主流及部分从假底周边泄出的新鲜矿浆一起从叶轮上部的搅拌区进入叶轮的上层,所有矿浆在离心力作用下从叶轮甩出,叶轮中心部分产生负压,通过吸气管和套筒吸入空气,空气和矿浆在叶轮腔内混合,并在叶片和液流的剪切作用下分散成微细气泡,与疏水性颗粒碰撞并粘附生成矿化气泡上升至液面被刮出。假底上面的定子导向板和稳流板起到分配和稳定液流的作用。未分选的颗粒随液流流经中矿箱进入下一浮选槽重复上述过程,直至最后一槽排出尾矿,完成浮选过程。固体颗粒在槽内多次循环与气泡接触,有利于提高浮选速度及粗颗粒和难浮煤泥的浮选。

该机的液位控制系统见图 6-3-12。

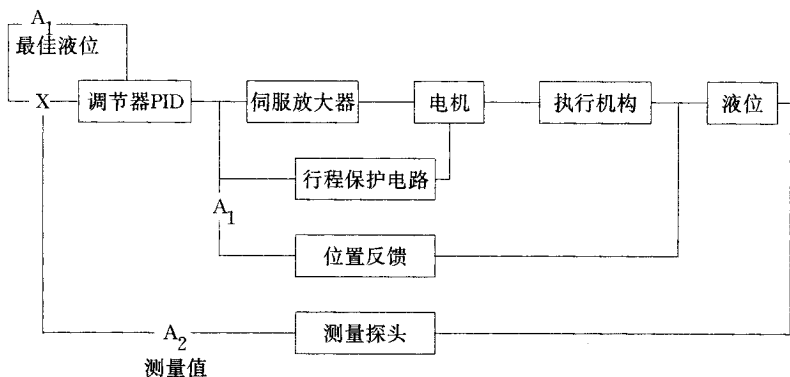


图 6-3-12 液位控制框图

该机需用功率随叶轮转速和循环孔的面积增加呈线性增长,说明功率主要消耗在矿浆的循环上。充气速率随叶轮转速呈线性增长,随循环孔面积呈非线性增长,循环孔面积达一临界值时充气速率达最大,而后反而减少。因此,在满足浮选工艺的充气速率前提下正确选择叶轮转速可以得到最合理的功率消耗。本机功率消耗同其他吸入式相比是最低的。

在 XJM-S 型浮选机中,使用较多的是 XJM-S12 和 XJM-S16 型。由于 XJM-S 型对不同的煤种(从气煤到无烟煤)、较宽的粒级(0~0.5 mm)、较大的浓度范围(40~150g/L)及不同可浮性的煤泥均有很强的适应能力,因此在选煤厂得到广泛应用并取得了良好的效果,如表 6-3-4。XJM-S 大型浮选机为 XJM-4 型浮选机改造和扩容提供了可行办法。

表 6-3-4 XJM—S 系列浮选机生产指标

选煤厂		八一煤矿	平八	焦作	赵各庄	高坑	山东临驹
煤种		1/3 焦肥	1/3 焦煤	无烟煤	焦煤	焦煤	焦煤
可浮性		易	中等	中等	极难	难	难
机型/室数		XJM—S16/3	XJM—S16/3	XJM—S12/4	XJM—S2/4+3	XJM—S8/5	XJM—S4/6
处理量	$/\text{m}^3 \cdot (\text{m}^3 \cdot \text{h})^{-1}$	6.2 ~ 7.1	> 8.3	> 8.3	粗选 6.88 精选 7.8	> 6.5	5.8
	$/\text{t} \cdot \text{h}^{-1}$	45	> 25	25	> 40	> 28	12
原煤	灰分 %	13.26 ~ 16.00	17.00	18.31	> 20	25 ~ 30	20 ~ 30
	浓度 $/\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$	120 ~ 150	60 ~ 80	75	120	120	100
精煤	产率 %	91.16	> 80	79.40	> 70	> 70	> 60
	灰分 %	9.10	< 9	7.80	< 12.5	12	12.5
尾煤	灰分 / %	56.02	> 50	58.82	> 40	70 ~ 80	45

第三节 机械搅拌式浮选机的安装调试与维护

一、安装与调试

(1)浮选机槽体

- ①安装顺序 先安装头部槽体,再安装中间槽体,最后安装尾部槽体。
- ②槽体安装前要用水平测绘仪测出基础座的水平偏差,槽体装到基础上以后,使各个槽体的两边溢流堰成同一水平,用水平尺在不同槽体间找正,并用不同厚度的垫板使整机在长度方向和宽度方向上水平一致,在长度方向上总偏差不应超出 3 ~ 5 mm,入料口、槽体与槽体、槽体与中矿箱连接部均不得有渗漏现象,然后紧固机体各部螺栓。

(2)搅拌机构

- ①空心轴与叶轮应安装牢靠,叶轮水平面应保证与空心轴垂直,且不能上下串动。
- ②叶轮应与假底中心孔对中,其偏差不大于 3mm。
- ③定子导向叶片与假底上的稳流板对齐,不得错开。
- ④叶轮与定子之间的径向、轴向间隙应保证在 7 ~ 9mm 之间,在安装中可从叶轮外径上任取等距离的三点测量其间隙,轴向间隙由调整垫来调节。

⑤传动三角带的安装松紧应适度,装三角带之前,先将电机和搅拌轴上的大小皮带轮安装合适,找平后再将三角带放入皮带轮槽中,调节中心距,张紧三角带。转动电机继续调整三角带,使在带负荷驱动时松边稍呈弓形。

⑥安装三角带轮安全罩,安全罩支腿插入管座应稳固。

⑦检查电机转动方向,叶轮为顺时针方向转动,搅拌机构应转动灵活,无卡阻现象。

(3)刮板机构

①安装刮板轴、刮板架、刮板橡皮,并使刮板轴转动,刮板橡胶板与溢流口之间的间隙一致,不大于 5mm,后一槽刮板与前一槽刮板依次错开 30°。

②刮板轴的中心都在同一直线上,相邻两轴的同轴度偏差不大于 0.8mm。

(4)液面控制机构

固定液面调整机构,使该机构在手动或自动的操作状态升降灵活,并在设计要求的升降范围内。

(5)闸板机构的安装,应保证闸板灵活升降,而且无渗漏。

(6)放矿机构的安装,应保证手轮转动灵活。

(7)浮选机安装后应根据设计要求向各润滑点注入各种润滑脂,并清理安装过程中掉入槽体中的螺栓、棉布等异物。

(8)将水灌满到溢流口,在不开动搅拌机构的情况下,检查槽体安装水平及有无渗漏现象。

(9)检查正常后,启动电动机,空负荷运行 8h,检查电机电流情况及各部位发热情况,如无异常,可加料运行。

二、操作要点及日常保养维护

(1)在设备运行中,巡回检查搅拌机构的轴承、刮板轴承的温升,不应超过 25℃,电机轴承的温升不应超过允许值。

(2)转子机体内有异响时,应检查定子与转子之间的间隙、主轴轴承、传动胶带、转子固定部件,对异常问题进行处理和更换。

(3)定子导向叶片和假底稳流板在高速矿浆的冲刷下极易磨损,要经常检查并及时更换。

(4)槽体内各紧固螺栓在高速矿浆的冲击下,易松动脱落,可能导致定子下沉,要每班检查并及时更换。

(5)刮泡机构刮泡率下降时,检查耐油橡胶板是否损坏,并及时调整更换。

- (6)刮泡机构出现振动或摆动时,检查传动轴是否有裂纹以及各联轴节是否脱开。
- (7)叶轮检查,当叶轮磨损直径超过 10%、有洞眼或裂纹时,要及时更换。
- (8)润滑
- ①搅拌机构和刮泡机构减速机每 3 个月换油一次。
- ②搅拌机构主轴轴承每月注油一次。
- ③刮泡机构的含油轴承应每天加油一次。
- (9)给料量、入料浓度应保持稳定,加药制度应合理,空心轴及套筒进气量应调整合适,浮选槽液位应进行调整,刮板不得刮水。
- (10)停车前先停止给料。停车时间过长时,应打开放矿阀将煤浆放空,避免槽底煤泥沉积而堵塞管道。
- (11)经常检查液位自动控制装置动作是否可靠,液位给定值是否适宜。

三、常见故障处理

浮选机常见故障及处理措施见表 6-3-5。

表 6-3-5 浮选机常见故障及处理措施

序号	常见故障	处理措施
1	压盖过紧或缺少润滑油	1. 适当调整压盖。 2. 补充润滑油。
2	床层发紧	1. 叶轮严重磨损。更换新叶轮。 2. 叶轮与定子轴向径向间隙过大。适当调整。 3. 充气量太小。适当调大。
3	生产能力下降,吸矿能力减少	1. 检查进气孔是否堵塞,液位调整机构是否有故障。 2. 检查叶轮吸浆口与箱体吸浆法兰是否中心对正,应保证两者同心和周边等距离,中间间隙不应大于 6mm。 3. 检查给矿管道是否堵塞或有关管道是否脱落。 4. 检查空心轴进气孔面积是否过大,并及时调整。 5. 检查传动胶带是否打滑,使叶轮搅拌机构轴承温升过高。 6. 转数不够,调整、更换传动三角带。
4	液面不稳,出现翻花	1. 检查槽体底部导向板,看定子上的导向板与假底导向板是否准确配置,当发现错位时,特别是假底导向叶轮超前时,应及时调整,使二者准确对正。 2. 检查主轴支撑装置是否松动,使叶轮底面与槽体底面平行。

第四章 喷射旋流式浮选机安装调试与操作维护

第一节 工作原理与结构

1. 工作原理

XPM—4 型喷射旋流式浮选机没有机械搅拌机构,利用喷射旋流的作用原理,实现煤浆充气与矿化。煤浆和浮选药剂在矿浆拔拌桶中经过充分搅拌后,依次进入浮选机各室,在充气搅拌装置的作用下,反复充气搅拌使煤粒和气泡得到充分碰撞,煤粒粘附于气泡上,完成矿化过程。矿化泡沫上升至浮选槽液面,经刮泡器刮出,尾矿则从浮选机最后一室的尾矿管排出,从而完成了整个浮选过程。喷射旋流式浮选机的充气搅拌装置是综合利用喷射和离心力场的原理,即循环煤浆在瞬间连续完成喷射—吸气—旋流三个过程,实现充气、搅拌和气泡的矿化。

循环煤浆经泵加压后,进入带螺旋导流叶轮的锥形喷嘴,以 $15 \sim 30\text{m/s}$ 左右的高速射流喷出,由于喷射流压力的急剧下降,溶解在煤浆中的空气便以微泡形式析离出来。

在喷射器的混合室中,由于喷射作用产生负压,形成空吸现象,则空气由吸气管进入,同时在高速射流的冲击和切割下,气泡和浮选药剂受到粉碎和乳化。

煤浆及空气在喷射器混合室中经过充分混合后,以切线方向射入旋流器,由于在旋流器内受到离心力场的作用,气体煤浆混合体从旋流器底口呈伞状旋转甩出,进入浮选槽。

2. 基本结构

喷射旋流式浮选机的基本结构如图 6-4-1 所示。

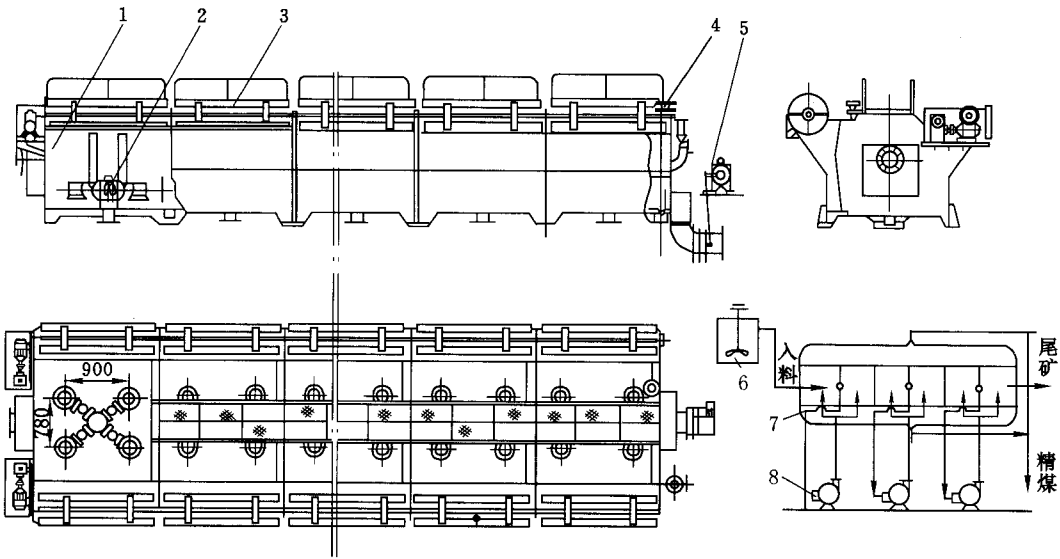


图 6-4-1 喷射旋流式浮选机结构简图

1—浮选槽 2—充气搅拌装置 3—刮泡器 4—液面信号变器；
5—电动执行机构 6—搅拌桶 7—浮选机 8—循环泵

XPM-4 型喷射旋流式浮选机由浮选槽、充气搅拌装置、刮泡器和循环泵组成。浮选槽分 6 个分室，分别组成三段，每段配有一台循环泵，循环泵分别从各段抽出部分煤浆，再压入各室的充气搅拌装置里，使煤浆得到充分搅拌。

喷射旋流式浮选机的核心部分是充气搅拌装置，它是由喷射器和旋流器所组成，见图 6-4-2。喷射器包括喷嘴、吸气管和混合室三部分。煤浆和空气在混合室混合后，经旋流器进入浮选槽各室。充气搅拌装置对浮选机的工作效果有很大影响，在一个浮选槽内装有 4 个充气搅拌装置。

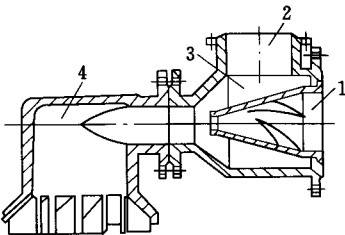


图 6-4-2 喷射旋流式浮选机充气搅拌装置

1—喷嘴 2—吸气管 3—混合室 4—旋流器

第二节 安装与调试

(1) 安装槽体

找正基础标高水平,箱体组合安装,依次连接各箱体。要求沿纵横方向平直水平,每个槽箱两边的溢流口必须保持在同一水平线,其不平度不超过 3mm。每室的活动堰板比后一室提高约 40mm,确保直流的煤浆借助水力坡度从浮选机的第一室流到最后一室。

(2) 安装充气搅拌装置

注意充气器必须垂直,各连接法兰严密不漏水,喷嘴与混合室和喉管均应同心,以防造成各种零件不均匀磨损而影响喉管的吸气效能。

(3) 安装刮泡器

安装前先把刮板和刮板架与轴组装在一起,再把它们安装在轴承座上,找正后固定。连接各轴段链式联轴器,找正后刮板轴应成水平,其不水平度每米不应超过 ± 0.5 mm,前后两室的刮板彼此错开 30° ,而同一室内的两边刮板互成 90° 。

固定于刮板上的可调耐油橡胶板与槽箱溢流口之间的间隙不大于 3mm。安装刮板器电机、减速机,找正后固定。

(4) 安装完后,检查各部位是否有卡阻现象,并按要求注油,清理杂物。

(5) 正常带水运行 4h,检查是否渗漏,检查电机电流及各转动部位温升,如无异常可投料运行。

(6) 由于喷射旋流式浮选机的工作状况与循环泵、管路等系统关系密切,故调试过程中应注意系统的配套情况。

第三节 操作与维护

(1) 经常检查喷嘴磨损情况,并定期清理喷嘴内的杂物。

(2) 正确调节搅拌桶或矿浆预处理器的通过量、浓度和药剂添加量。

(3) 严格控制浮选机液面,如果闸板位置调整过高,便会造成前段刮泡沫,后段刮水;

反之,则会出现前段刮泡量减少,后段积聚很厚的泡沫层,致使尾矿灰分下降,精矿流失增大。

(4)通过吸气管的盖板,正确调节各浮选槽的充气量。其调节的一般顺序应由前到后逐渐减弱。

(5)经常检查刮泡器与槽箱两侧溢流口的间隙,如出现间隙过大、刮板变形或缺损时,要及时调整、平直或更换。

(6)检查旋流器导向板,磨损严重时及时更换。

第五章 浮选柱安装调试与操作维护

第一节 工作原理与结构

旋流—静态微泡浮选柱设备的工作原理如图 6-5-1 所示。它包括浮选段、旋流段和微泡发生器三部分。浮选段又可分为两个区：

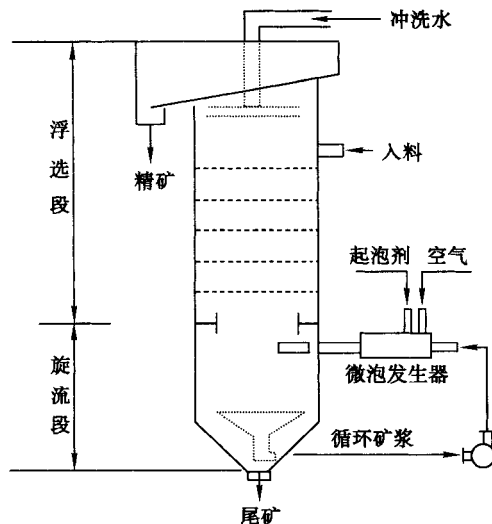


图 6-5-1 旋流—静态微泡浮选柱工作原理图

旋流段和入料点之间的捕收矿化区,入料点与溢流口之间的泡沫精选区。在浮选段,顶部设有冲水装置(根据现场需要)和泡沫精矿收集槽。给矿管位于柱高约 $2/3$ 处,分选最终尾矿从旋流器底流口排出。微泡发生器位于柱体外部,沿切线方向与旋流段相衔接。微泡发生器上设有空气吸入管。

微泡发生器是该浮选柱实现分选的关键部件。它利用循环矿浆加压喷射吸入空气、混合起泡剂和粉碎气泡,并通过压力释放析出大量微泡,然后沿切线进入旋流段。微泡发生器在产生合适气泡的同时,也为旋流段提供了旋流力场。

含气、固、液三相的循环矿浆沿切线高速进入旋流段以后,在离心力和浮力的同时作用下,在旋流段做旋流运动,气泡和已矿化的气絮团向旋流中心运动,并迅速进入浮选段。气泡与从上部给入的矿浆反向碰撞矿化,增加了接触和粘附的几率,实现了浮选段的分选。旋流段的主要作用是扫选,回收浮选段尚未分选的精煤颗粒,以提高精煤回收率。气泡在柱体内上升矿化并不断受到清洗,清除夹带的高灰物,上部较厚的泡沫层以及冲洗水的喷淋作用使精矿的品位大大提高。

第二节 安装调试与操作维护

一、安装与调试

- (1) 安装时注意水平校准,保证精矿溢流堰周边水平及整个柱体垂直度。
- (2) 注意所有外联管子方位,先核定然后开口连接。
- (3) 柱内介质板现场设计安装。
- (4) 微泡发生器各管均沿柱体均匀布设,注意协调与美观。
- (5) 尾矿箱先简单固定,待调试完成后最终固定。
- (6) 设备自带泡沫收集槽,但须设操作规程平台。

二、操作与维护

- (1) 捕收剂加入搅拌桶(池),起泡剂进入循环泵吸管,由循环泵乳化。
- (2) 一般情况下,全部微泡发生器同时工作。不要同时关闭相邻的数个微泡发生器,以免影响气泡分布,降低设备处理能力和效率。

- (3) 注意检查每个微泡发生器进气情况,发生故障及时关闭阀门修理。
- (4) 冲洗水尽量少用或不用。
- (5) 形成定期清理介质板制度。
- (6) 其他同一般浮选机操作。

第六章 浮选机的选择与计算

第一节 浮选机的选择

浮选机类型、规格的选择与给矿性质(密度、粒度、可浮性、含泥量等)、产品要求、生产规模、流程结构等因素有关,选择时应考虑。

①矿石性质及分选作业——对粒度和密度大的给料应优先考虑浮选机的悬浮能力,即槽内矿浆循环性能,应优先选用浅槽、搅拌力强的浮选机。煤泥浮选时应选择煤用浮选机。一般说来浮选机的充气量是可调的,能适应粗选、精选作业的不同需求,设计时往往更关心的是最大充气量和泡沫层的稳定性。

②矿浆流量——大型浮选机由于具有一系列优点,应优先选用,但每一作业的浮选机槽数应合理确定。精选通常不少于 2 槽,粗选和扫选不少于 4~6 槽,由此计算出必需的单槽容积,确定浮选机规格。

③磨损件的寿命及磨损后搅拌能力和充气量变化——目前机械搅拌式浮选机占统治地位,浮选柱及新型浮选机也应考虑选用,如微泡浮选柱、维姆科 1+1、丹佛 DR、阿基泰尔等型。

第二节 浮选机的计算

在新厂设计时,通过对实验所得的有关数据或相似(邻)厂的指标可求得与浮选机有

关的指标和参数。

1. 浮选时间的确定

某个物料所需的浮选时间取决于许多因素,如可浮性、对精矿的要求、药剂制度、浮选机的结构特点,等等,一般是根据浮选试验(一次给料的小型单槽浮选机上进行)结果并参照类似原料的浮选厂或车间实例确定。浮选时间决定了矿浆在浮选机中的停留时间或浮选机的处理量。由于浮选机生产是在连续给料的串联浮选槽中进行的,和浮选实验所得出的浮选时间迥然不同,通常设计时是将浮选试验所需浮选时间延长一倍(国外)或延长 50%(国内)。此外,由于浮选试验时的小浮选机充气量和工业浮选机不同,所以也应调整浮选时间。可根据小浮选试验的浮选时间 t_0 (min) 和充气量 q_0 [$\text{m}^3/(\text{m}^2 \cdot \text{min})$] 及工业上选用浮选机的充气量 q [$\text{m}^3/(\text{m}^2 \cdot \text{min})$] 按下式设计所需的浮选时间 t :

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

式中, Δt 是根据经验增加的浮选时间, $\Delta t = k t_0$ (min), $k = 0.5 \sim 1.0$ 。

2. 浮选机干矿处理量和矿浆处理量的确定

指工业浮选机单位容积(或单台)在单位时间所处理的物料量,包括干矿处理量和矿浆处理量。干矿处理量 Q ($\text{t}/\text{台} \cdot \text{h}$) 可根据浮选机的单槽有效容积 V (m^3) 和槽数 n 、矿浆液固比 R 、矿物真密度 δ 及所需的浮选时间 t (min) 按下式计算:

$$Q = \frac{60 K V n}{(R + 1/\delta) t} \quad (6-2)$$

式中, K 是浮选机的矿浆体积与有效容积之比(选煤时取 $0.9 \sim 0.95$, 选矿时取 $0.65 \sim 0.85$), 矿浆处理量 W (m^3/min) 则根据浮选机处理的干矿量和矿浆液固比计算:

$$W = \frac{K_1 Q (R + 1/\delta)}{60} \quad (6-3)$$

式中, K_1 为不均衡系数, $K_1 = 1 \sim 1.3$ 。

3. 浮选机槽数的确定

浮选机所需槽数 n 根据计算出的矿浆处理量 W (m^3/min)、浮选时间 t (min)、选用浮选机的几何容积 V (m^3), 按下式计算:

$$n = \frac{W t}{K_2 V} \quad (6-4)$$

式中, K_2 为浮选槽有效容积与几何容积之比, 取值和计算干矿量时相似。

第三节 浮选机操作的调节

浮选机工作时应根据原料性质、处理量、产品要求、设备磨损情况等作适当调节,主要包括 矿浆液面高低、充气量、矿浆循环量及搅拌机构间隙等的调节。叶轮转速虽影响很大,但一般不进行调节。

①矿浆液面高低——通常由尾矿堰闸口高低控制,有中矿箱时其闸口大小控制各槽液位。在保证精、尾矿质量前提下应适当加大闸门,使处理量提高。但闸口过大时液面低,泡沫层厚,刮泡深度控制不好时已矿化的气泡不能及时刮出会造成精矿损失。反之液面太高时泡沫层薄,二次富集差,部分未矿化的脉石颗粒易进入精矿。

②充气量——充气量太大时液面翻花,没有平稳的泡沫层,恶化浮选效果,但充气量不足时,部分有用矿物不能及时附着于气泡浮出,影响处理量,造成精矿损失。压入式浮选机充气量可通过调节空气压入量进行调节,自吸式浮选机空气一般通过套筒或套筒与空心轴同时进入,此时进气量将影响进浆量,应注意调整进气量和进浆量,通常套筒和空心轴的进气量是通过其端部的盖板或端板来调节的。套筒进气量对吸浆量影响较小,空心轴进气量对吸浆量影响较大,应在保证充气量的前提下,同时考虑吸浆量。

③循环孔面积——循环孔面积会影响矿浆循环量和吸气量。增大循环孔面积可增加矿浆再次矿化机会,但也增加电耗、磨损及矿粒的粉碎,应根据产品质量和浮选机处理量,调整循环孔面积,使之有合适(较小)的循环量。可将部分循环孔堵住,或将每个循环孔堵住一部分,同时也应注意定期清除非人为堵在循环孔上的杂物。

④搅拌机构间隙——叶轮长时间工作会使搅拌机构磨损,使叶轮和定子间间隙加大,会同时减少吸气量和吸浆量。一般通过轴承座和套筒间的调节垫片来调整叶轮和定子之间的轴向间隙。径向间隙较难调整,间隙过大无法调整时应更换叶轮或定子。

第四节 浮选机的测定

浮选机的测定主要用于检查浮选机的实际工作性能,通常包括 充气性能、加料性

能、动力性能和其他指标的测定。

①充气性能——包括充气量、充气均匀度、充气容积利用系数和气泡弥散度(气泡直径测定),这在前面已经介绍。这些是在清水中测定的,故称为浮选机的清水性能。

②加料性能——如矿浆通过量、干矿处理量、精矿、尾矿数、质量指标等,用于检查浮选机的实际生产能力和分选效果。矿浆通过量可用流量计或简易法测定(可参考水力学中的堰流量计、弯头流量计等),而干矿处理量是由矿浆通过量及矿浆浓度计算求得的。精矿、尾矿的数、质量指标通过实际测定精、尾矿数、质量求得。

③动力性能——即动力指数,指浮选机每消耗 1kW 功率所获得的空气输入量。可根据浮选机消耗的功率 $N(\text{kW})$ 、浮选机的充气面积 $S(\text{m}^2)$ 和浮选机充气量 $q[\text{m}^3/(\text{m}^2 \cdot \text{min})]$,按下式计算:

$$\text{动力指数} = qS/N \quad (6-5)$$

国内所用的浮选机动力指数在 $0.08 \sim 0.4$ 之间。

④其他指标——包括药剂耗量等,但这些不作为主要的评价指标。

第七章 浮选机工作流程计算

在选厂设计时,浮选流程计算的目的在于确定各作业中各产物的质量与数量。在日常生产中,流程计算的目的是了解生产过程的详情,发现薄弱环节,换言之,进行过程分析。

选厂设计的流程计算,通常是根椐浮选试验报告提供的数椐,参照同类矿山的生椐经验,确定一定数目的原始指标(品位、产率、回收率等),列出一组平衡方程式,其数目与未知数相等,然后求解未知数。

现厂生产流程的计算的原始指标则是大量的完整的生椐检测数椐,这些数椐是在流程查定工作中事先安排而收集到的。有用数椐的数目远超过未知数的数目。手工计算时,凭借计算者的经验,判定那些是比较准确的数椐,保留下来,代入平衡方程式,其余的便抛弃了。

70年代,国外成功地开发了用于选矿流程计算的计算机程序,习惯上称为物料平衡程序包。80年代初期,我国开始了这方面的研究,研究成果可分为三类:

- (1)设计用计算机程序;
- (2)流程查定用物料平衡程序包;
- (3)通用的物料平衡程序包,既可用于流程查定,又可用于设计。

中南工业大学矿物工程系开发的CSIMMBAL程序包属于第3类。现以这个程序包为例,说明物料平衡程序包的设计与应用。

第一节 物料平衡程序包的数学原理

A 用有向图表示选矿流程

选矿流程可以抽象为有向图。有向图的支路或边表示选矿过程的物料传输,称为料流(即习惯上所称为‘产物’)有向图的结点表示选矿设备,或者是物料传输的汇集点及分散点。例如 图 6-7-1 的浮选流程可以用图 6-7-2 的有向图表示。

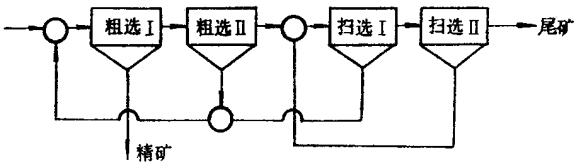


图 6-7-1 德兴铜选厂新一号系统示意图

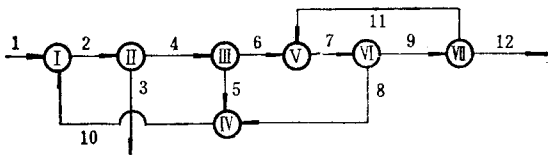


图 6-7-2 图 6-7-1 所示流程的有向图

B 流程拓扑矩阵

早期开发的物料平衡程序包用关联矩阵描述选矿流程。所构成的矩阵有 M (结点数)行, N (料流总数)列;用 $0, -1, +1$ 分别表示料流与结点不相关、流入节点,自节点流出。实际上,在大流程中多数结点与多数料流是不相关的,引用拓扑矩阵,则只有 M 行, D 列, D 等于有向图的最大度。矩阵的元素 a_{ij} 表示与结点 i 相联的第 j 条料流的标号,标号带负号表示离开该结点,带正号表示进入该结点。于是,图 6-7-2 所示的流程可用下面的流程拓扑矩阵来存贮:

$$A = \begin{pmatrix} 1 & 10 & -2 \\ 2 & -3 & -4 \\ 4 & -5 & -6 \\ 6 & 11 & -7 \\ 7 & -8 & -9 \\ 5 & 8 & -10 \\ 9 & -11 & -12 \end{pmatrix}$$

与关联矩阵相比,存贮相同的选矿流程,拓扑矩阵占用的内存要少得多。

C 平衡约束条件

设流程共有 M 个结点、 N 条料流、 I 个化学元素、 J 个粒级。在 M 个结点中,有补加水的结点为 P 个,无补加水的结点为 Q 个。于是有：

产率平衡

$$\sum_{n=1}^N d_{mn} \hat{f}_n = 0, m = 1, 2, \cdots, M \tag{7-1}$$

元素(金属)平衡

$$\sum_{n=1}^N d_{mn} \hat{f}_n \hat{x}_{ni} = 0, m = 1, 2, \cdots, M; i = 1, 2, \cdots, I \tag{7-2}$$

粒级平衡

$$\sum_{n=1}^N d_{mn} \hat{f}_n \hat{y}_{nj} = 0, m = 1, 2, \cdots, M; j = 1, 2, \cdots, J \tag{7-3}$$

粒级元素(金属)平衡

$$\sum_{n=1}^N d_{mn} \hat{f}_n \hat{y}_{nj} \hat{z}_{nij} = 0, m = 1, 2, \cdots, M; i = 1, 2, \cdots, I \tag{7-3}$$

$$j = 1, 2, \cdots, J - 1 \tag{7-4}$$

水量平衡

$$\sum_{n=1}^N \left(d_{mn} \hat{f}_n \hat{c}_n + \frac{\hat{w}_m}{F} \right) = 0, m = p_1, p_2, \cdots, p_p \tag{7-5a}$$

$$\sum_{n=1}^N d_{mn} \hat{f}_n \hat{c}_n = 0, m = q_1, q_2, \cdots, q_Q \tag{7-5b}$$

另外,每条料流还存在约束条件：

$$\sum_{j=1}^J \hat{y}_{nj} = 1, n = 1, 2, \cdots, N \tag{7-6}$$

$$\sum_{j=1}^J \hat{y}_{nj} \hat{z}_{nij} = \hat{x}_{ni}, n = 1, 2, \cdots, N; i = 1, 2, \cdots, I \tag{7-7}$$

在式(7-1)至式(7-7)中, $\hat{f}_n, \hat{x}_{ni}, \hat{y}_{nj}, \hat{z}_{nij}, \hat{c}_n$ 分别为料流 n 的固体产率, 元素 i 的品位, 粒级 j 的分布率, 粒级 J 中元素 i 的品位, 液固比; $\hat{w}_m$ 为结点 m 的补加水量; F 为流程的原矿处理量, d_{mn} 为料流 n 对结点 m 的方向数, $d_{mn} = 1$ 表示料流 n 流入结点 m , $d_{mn} = -1$ 表示料流 n 离开结点 m , $d_{mn} = 0$ 表示料流 n 与结点 m 不关联。其中式(7-3)、式(7-4)两式只对 $J-1$ 个粒级写出, 是为了使他们与约束条件(7-6)、(7-7)无关。

D 目标函数

前已述及, 传统的物料平衡计算是以未知数的数目与平衡方程式的数目相等为基础的。而计算机物料平衡程序则不然, 方程式数目远大于未知数的数目, 要用最优化方法求解。简言之, 合理地调整某些已知数据, 估计出未知数据, 使全部平衡式成立。当调整量的平方和最小时, 得到最优解。

根据最小二乘估计原理, 目标函数可以写成加权平方和的形式:

$$\begin{aligned}
 J_f = & \sum_{n=1}^N \frac{(f_n - \hat{f}_n)^2}{2\sigma_{fn}^2} + \sum_{i=1}^l \sum_{n=1}^N \frac{(x_{ni} - \hat{x}_{ni})^2}{2\sigma_{xni}^2} \\
 & + \sum_{j=1}^l \sum_{n=1}^N \frac{(y_{nj} - \hat{y}_{nj})^2}{2\sigma_{ynj}^2} \\
 & + \sum_{i=1}^l \sum_{j=1}^l \sum_{n=1}^N \frac{(z_{nij} - \hat{z}_{nij})^2}{2\sigma_{2nij}^2} \\
 & + \sum_{n=1}^N \frac{(c_n - \hat{c}_n)^2}{2\sigma_{cn}^2} + \sum_{m=p_1}^p \frac{(w_m - \hat{w}_m)^2}{2\sigma_{wm}^2}
 \end{aligned} \quad (7-8)$$

式中 $\sigma_{fn}^2, \sigma_{xni}^2, \sigma_{ynj}^2, \sigma_{2nij}^2, \sigma_{cn}^2, \sigma_{wm}^2$ 分别为各测定量的方差, 其他字符含义同前, 其中字母上方有“ $\wedge$ ”的表示估计值, 无“ $\wedge$ ”的表示测定值。测量方差 σ^2 的倒数就是加权因子。测定值可信度越高, 则方差越小, 加权因子越大, 意味着该项在目标函数中的作用也越大。换句话说, 这种安排是为了实现“测得准的少调整, 测不准的多调整”。使用者可以根据取样、化验、筛析等测量过程的累计误差大小来决定加权因子。

E 解法概述

超静定的物料平衡至此已归结为一个有约束的最优化问题。在式(7-1)至式(7-7)的约束条件下寻找 $\hat{f}_n, \hat{x}_{ni}, \hat{y}_{nj}, \hat{z}_{nij}, \hat{c}_n, \hat{w}_m$, 使式(7-1)的目标函数 J_f 最小。

设计者综合使用直接搜索, 法和拉格朗日乘子法求解上述问题, 这样既可以避免因单独使用拉格朗日乘子法带来的非线性问题, 又可以利用目标函数良好的解析性质。

用 P.S. 直接搜索法进行第一水平优化。选择一组独立料流的相对产率作为搜索变量。根据约束条件式(7-1)求出非独立料流的产率, 得到整个流程的一组料流相对产率

试探值 f_n^* 。将这组试探值暂时看成常数,这时所有的约束条件除式(7-4)外均变成线性的。式(7-4)在一定条件下也可以线性化。于是可采用拉格朗日乘子法进行第二水平优化,用顺序结点法求出料流产率等于试探值 f_n^* 时各测定变量的最佳调整值,同时得到目标函数 J_f 的一个值。料流产率试探值不同,最佳调整值和目标函数值也不一样;于是目标函数 J_f 就成为独立料流产率的一个单值函数:

$$J_f = J_f(\hat{f}_n^*, \hat{a}^*) = J_f(\hat{f}_n^*)$$

用 P.S. 法产生不同的料流试探值 f_n^* ,对 $\hat{J}_f$ 进行寻优,直到找出使 J_f 最小的一组料流产率值,这时得到的各料流产率值和各测定值的调整值就是所要求的最优解。

第二节 CSIMMBAL 应用实例

CSIMMBAL 程序包用 FORTRAN 语言编写,已有三个版本:

第一个版本包括产率、元素(金属)、粒级、粒级元素(金属)和水量 5 种平衡。能够处理的流程可以包含 40 条料流,20 个结点、2 种元素(金属),7 个粒级。可在内存 64K 的微型计算机上运行。

第二个版本不包括粒级元素(金属)平衡,能够处理的流程可以包含 50 条料流、30 个结点、8 种元素(金属)、2 个粒级。在 64K 微机上运行。

第三个版本包括上述 5 种平衡,能够处理的流程可以包含 90 条料流、60 个结点、6 种元素,10 个粒级。可在 IBM-PC 微机上运行,占用内存仅 120K。

流程中如果存在磨矿机、碎矿机等设备(在相应结点处不存在粒级平衡),或者某些料流缺少部分或全部测定值,或者不知道添加水量,那么前面的方法就不能直接应用。设计者已研究出一种变换方法,可以解决这些问题。用户只要在输入数据时说明那些结点是磨矿点(或碎矿点),那些结点有补加水,那些料流缺少那种测量,程序包就可以在物料平衡后计算出磨矿点前后的粒级分布,计算出用户说明的结点处的补加水量,计算出所有未测定值。该程序包也能用于选矿厂设计时的数质量流程和矿浆流程的计算。

银山铅锌矿分支浮选流程如图 6-7-3 所示。以该矿流程考查原始数据为测定值,最终计算结果见表 6-7-1。为节省篇幅,表中只列出 Pb、Ag 的数据,删去了 Zn、S 数据,并且略去了计算的回收率和产量。

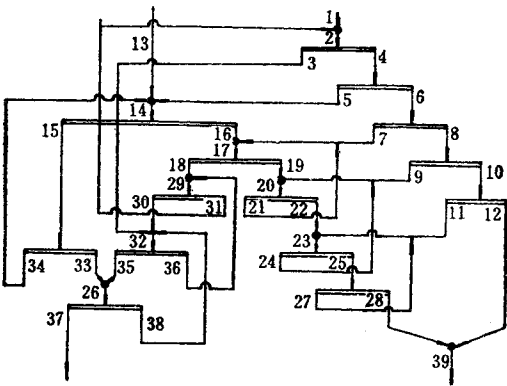


图 6-7-3 银山铅锌矿浮选流程

表 6-7-1 复杂浮选回路的物料平衡结果

料流 编号	名称	产率,%		铅(Pb)品位,%		银(Ag)品位,g/t	
		测定的	计算的	测定的	计算的	测定的	计算的
1	第 1 支回路原矿	55.10	55.1500	1.312	1.3290	68.4	62.061
2	1# 给矿	未测	95.3157	未测	7.1509	未测	683.694
3	1# 精矿	未测	18.9381	19.785	19.9973	1732.4	1915.32
4	1# 尾矿	未测	76.3576	3.873	3.9614	445.1	377.906
5	2# 精矿	未测	12.6938	16.626	16.4666	1645.2	1503.38
6	2# 尾矿	未测	63.6638	1.453	1.4680	157.9	153.501
7	3# 精矿	未测	6.7342	9.121	9.0451	933.1	924.224
8	3# 尾矿	未测	56.9096	0.566	0.5688	60.5	62.029
9	4# 精矿	未到	2.9789	5.101	5.0986	547.6	540.742
10	4# 尾矿	未测	53.9307	0.322	0.3186	34.2	35.587
11	5# 精矿	未测	3.8731	1.633	1.6450	180.9	176.763
12	5# 尾矿	未测	50.0576	0.225	0.2169	25.3	24.664
13	第 2 支回路原矿	44.85	44.8500	1.400	1.4186	68.4	61.447
14	1# 给矿	未测	76.5731	未测	8.1720	未测	816.847
15	1# 精矿	未测	20.9403	20.505	20.5865	1928.6	2090.8
16	1# 尾矿	未测	55.6327	3.484	3.4491	338.3	337.327
17	2# 给矿	未测	71.3470	未测	4.4417	未测	432.835
18	2# 精矿	未测	20.9398	12.867	12.5895	1049.9	1241.64
19	2# 尾矿	未测	50.4072	1.043	1.0570	96.3	96.843

料流 编号	名称	产率,%		铅(Pb)品位,%		银(Ag)品位,g/t	
		测定的	计算的	测定的	计算的	测定的	计算的
20	3# 给矿	未测	62.3168	未测	1.5115	未测	145.543
21	3# 精矿	未测	8.9600	6.9340	6.8242	660	655.423
22	3# 尾矿	未测	53.3568	0.6080	0.6194	60.5	59.920
23	4# 给矿	未测	62.3871	未测	0.7339	未测	71.875
24	4# 精矿	未测	8.9307	2.9250	2.8808	286.4	288.575
25	4# 尾矿	未测	53.4564	0.3810	0.3752	34.2	35.672
26	精选给矿	未测	5.1003	未测	46.3920	未测	2085.21
27	第2支5# 精矿	未测	5.1572	1.2280	1.2338	118.5	116.795
28	第2支5# 尾矿	未测	48.2991	0.3010	0.2835	27.4	27.010
29	扫选精选1# 给矿	未测	44.1844	未测	16.7293	未测	1471.70
30	扫选精选1# 精矿	未测	4.0188	32.3370	32.5663	807.2	816.707
31	扫选精选1# 尾矿	未测	40.1656	14.9130	15.1448	1499.7	1537.24
32	扫选精选2# 给矿	未测	26.4339	未测	23.9913	未测	1762.46
33	粗选精选精矿	未测	1.9110	41.0160	40.8062	1523.9	1608.03
34	粗选精选尾矿	未测	19.0293	18.6170	18.5559	2360	2139.28
35	扫选精选2# 精矿	未测	3.1892	50.1630	49.7390	2225	2371.14
36	扫选精选2# 尾矿	未测	23.2446	21.0190	20.4587	2025	1678.95
37	铅回路精矿	未测	1.6432	69.6470	68.4111	2125	2214.76
38	精选尾矿	未测	3.4570	35.6930	35.9257	2175	2023.63
39	铅回路尾矿	未测	98.3568	0.2300	0.2491	24.5	25.816

在流程查定时,最难测定的是各料流(除用皮带秤计量的干矿外)的固体质量流量,因此,产率只有通过物料平衡计算才能得到。而产率计算值对料流成分的测量误差相当敏感。特别是当流程复杂、包含很多循环料流时更是如此。图6-7-4中为两支尾矿汇集处取样化验结果。在这个结点上,物料平衡方程式为:

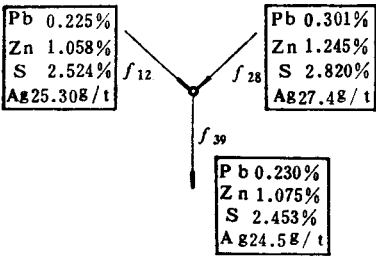


图 6-7-4 三料流单结点流程

$$\begin{cases} f_{12} = \frac{x_{39} - x_{28}}{x_{12} - x_{28}} \cdot f_{39} \\ f_{28} = f_{39} - f_{12} \end{cases}$$

式中 f 表示产率, x 表示某一种成分的含量, 角码表示料流编号。假设用人工计算, 则根据原矿、精矿、总尾矿的品位计算出 f_{39} 为 98.3805%, 再用不同的品位计算出 f_{12} 。结果列入表 6-7-2。

表 6-7-2 人工计算与计算机计算结果的比较

产率 料流	人工计算结果(使用不同的元素品位)				计算机 物料平衡结果
	Pb	Zn	S	Ag	
f_{12}	91.9081	89.4368	121.9785	135.8588	50.0576
f_{28}	6.4724	8.9437	- 23.5980	- 37.4783	48.2991

人工计算得到的 4 种结果相差悬殊的原因是分母 $x_{12} - x_{28}$ 的绝对值很小, 品位测定值只要有很小的误差, 就会引起产率计算值的剧烈变化。而计算机物料平衡程序包则汇集了流程查定中获得的全部信息, 才确定这一结点的产率, 不会出现这种情况。

第八章 特种浮选机工作原理及操作应用

传统的浮选法由选矿开始向冶金、化工、食品加工、轻工、水处理等部门引用 ;由固 - 固分离扩大到固 - 液、液 - 液以及溶质组分间的分离 ;由处理数百微米至数十微米的宏观粒级物料向分子、离子、分子团、胶粒的数埃至数微米的微观粒级发展。由此相应地形成了不同于传统的矿物泡沫浮选的理论、工艺和术语。为了便于区别,把用于微观粒级的固 - 固、固 - 液以及液 - 液、溶质分离的浮选技术称之为特种浮选技术。特种浮选主要包括离子浮选、沉淀浮选和吸附浮选,与常规矿物浮选的区别见表 6 - 8 - 1。

表 6 - 8 - 1 特种浮选与常规矿物泡沫浮选的不同

项目		特种浮选	常规矿物浮选
分离媒介		液 - 气界面(气泡)	液 - 气界面(气泡)
目的		溶质(分子、胶体、离子)分离,液 - 液分离,固 - 液分离(固 - 固分离)	矿物分离,固 - 固分离
处理对象		有机、无机离子、分子、表面活性剂,色素,细菌,藻类,微生物,纤维,蛋白质,沉淀,微细矿物	各种矿物
目的物与气泡间的作用形式		疏水粘附,机械粘附,吸附,化学反应	疏水粘附
适应粒度范围		数埃至数微米微观粒级乃至宏观粒级	数十微米至数百微米
浓度	固体含量(重量)	< 10 %	10 % ~ 45 %
	目的物含量(百万分率)	≥ 0. 01	≥ 1000
主要工艺过程		预处理(介质调整,沉淀,吸附,疏水化等)→浮选→浓缩→处理或回收	破碎→磨矿→分级→浮选→脱水

项目	特种浮选	常规矿物浮选
常用浮选设备特点和类型	搅拌力弱、充气量大 气体析出式浮选机(加压、减压、电解等)浮选柱、粘附分选设备、搅拌较弱的机械搅拌式浮选机	搅拌力强 机械搅拌式、充气机械搅拌式浮选机
用途	水处理,微量分析,海洋资源开发,食品、化工医药产品提纯,废弃物再生,微细粒矿物分选	矿物分选

特种浮选仅有 20 多年的历史,尚在地不断地研究发展。1959 年南非的 F·塞巴 (Sebba)首次提出离子浮选(ion flotation)的概念 ;同年 E. L. 加登 (Gaden)等人也发表了泡沫分离(foam fractionation)的文章,1960 ~ 1963 年,R. E. 巴尔森 (Baarson)等人实现了从海水中提镁及其他金属氢氧化物的沉淀浮选 斯克雷列夫 (Скрылев)等人于 1961 年用亚铁氰化物吸附共沉铀,用明胶浮选吸附共沉物,佐佐木在 1969 年用皂土吸附钴离子而后浮选,从而建立了吸附浮选法。经过大量的研究工作,这些方法在 70 年代开始工业应用。

第一节 特种浮选的定义和分类

一、按照泡沫特征分类

按照浮选过程中泡沫的多少及收集被浮产品的方法,特种浮选分为四类。

- (1)泡沫浮选 形成稳定泡沫层的浮选过程,目的物被富集在泡沫液相中。
- (2)浮膜浮选 在浮选体系表面上出现一层很薄的不稳定泡沫,并形成固体疏水性产物浮膜。目的物富集在浮膜中,类似于矿物浮选中的表层浮选。
- (3)萃取浮选 被气泡浮起的目的物聚集在水 – 油界面上的有机液体层中。有机液层中的目的物以溶解的形式或悬浮形式存在。
- (4)无泡沫浮选 气泡将目的物从设备的下部运送到设备的上部液面后立即破裂,形成在垂直方向上目的物分布的浓度梯度。被富集目的物不成新相仍为水相。

二、按分选机理和被浮物形态分类

分为离子浮选、沉淀浮选、吸附浮选三类,列于表 6 – 8 – 2。

表 6－8－2 特种浮选的分类

项目	离子浮选	沉淀浮选	吸附浮选
待浮物形态	分子、离子	沉淀物	吸附了目的物的载体颗粒
分选机理	液－气界面吸附	溶度积规则及固相浮选机理	吸附过程及浮选过程
泡沫特征	二相泡沫或三相泡沫	三相泡沫	三相泡沫
待分离物浓度	$10^{-4} \sim 10^{-8} \text{ mol/L}$	$\geq 0.01 \text{ g/L}$	$\geq 10^{-8} \text{ mol/L}$
与气泡间作用	吸附、粘附或化学反应	疏水粘附或气泡析出及机械粘附	疏水粘附或气泡析出及机械粘附
工艺要点	化学当量加入捕收剂	先加入沉淀剂后加捕收剂	先加入载体后加入捕收剂
处理物料实例	表面活性物质, Ag^+ 、 Au^+ 、 Hg^+ 、 Cu^{2+} 、 Co^{2+} 、 Ni^{2+} 等重金属离子、贵金属的分离和回收, CN^- 、 PO_4^{3-} 等阴离子的去除	Fe^{3+} 、 Al^{3+} 、 Cu^{2+} 、 Pb^{2+} 、 Co^{2+} 、 Ni^{2+} 等金属离子	$\leq 5\mu\text{m}$ 的矿物, 细菌, 色素, 蛋白质, 藻类, 各种金属离子, F^- 、 CN^- 、 PO_4^{3-} 等各种阴离子
文献中曾用过的名称	离子浮选, 分子浮选, 泡沫分离, 逆离子浮选, 第Ⅱ类沉淀浮选, 疏水性沉淀浮选	第Ⅰ类沉淀浮选	吸附胶体浮选 吸附粒子浮选 共沉淀浮选 载体浮选

(1)离子浮选 利用表面活性剂易在液－气界面上吸附富集的特性,以溶质分子或离子为对象的浮选过程。

离子浮选包括几种情况 原有或浮选时加入表面活性剂,表面活性剂与目的离子或分子生成或不生成沉淀 被富集的产品是均质溶液或以沉淀、浮渣(scum)产出。

具有极性－非极性结构的有机物,例如烷基黄药、烷基和芳基氨荒酸盐、烷基硫醇、双苯硫脲及丁二胍等有机药剂能沉淀大多数的有色金属、稀有金属和贵金属阳离子,形成高疏水性难溶产物。此时有机药剂既是沉淀剂又是捕收剂,有人称之为第Ⅱ类沉淀浮选或疏水性沉淀浮选。

(2)沉淀浮选 加入沉淀剂,使溶液中的目的组分生成沉淀后再加入捕收剂或不加捕收剂进行浮选。与离子浮选的主要区别是 所用沉淀剂通常是不具捕收作用的无机物,生成的沉淀称为第Ⅰ类沉淀,通常需另加捕收剂但捕收剂加入量低于化学当量,也常常不需添加捕收剂。

(3)吸附浮选 加入载体,利用载体对目的物的吸附、交换吸附、共沉淀、吸收作用,预先捕获目的物,然后再用捕收剂浮选‘载体’颗粒。目的物可以是溶解的离子、分子,也

可以是胶粒、微细粒。载体可使用固体粒子或在溶液中生成的沉淀物。

第二节 特种浮选的基本原理

一、离子浮选

离子浮选的基础是表面活性剂在液 - 气界面吸附和目的物与表面活性剂之间发生作用。若分离物就是表面活性剂本身,则只有前一作用。

A 表面活性剂在液 - 气界面的吸附

异极性的表面活性剂分子在水 - 气界面或水 - 油界面上定向排列,极性端朝水,非极性端向气或油,形成正吸附,显著降低水的表面能。

稀溶液的吸附可用吉布斯(Gibbs)吸附式表达。可以通过测定 $\gamma - \lg C$ 曲线(如图 6-8-1 所示),利用吉布斯式计算出各浓度下的吸附量 Γ :

$$\Gamma = \frac{-1}{2.3RT} \frac{LM}{MN} \quad (8-1)$$

式中 LM 、 MN —— 图 6-8-1 中线段长度。

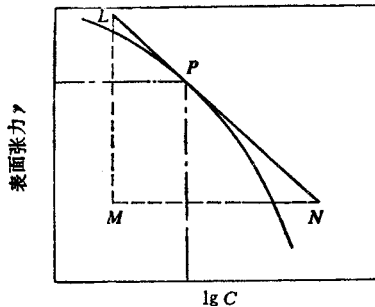


图 6-8-1 表面张力 - 浓度对数曲线

B 影响表面活性剂吸附量 Γ 的因素

吸附量 Γ 直接关系到离子浮选的分选效率。影响 Γ 的大小的因素大体上有以下三方面。

a 表面活性剂的结构

表面活性剂的结构包括极性基与非极性基结构。极性基主要决定表面活性剂分子

断面大小和对目的离子分子的作用形式,因而直接影响最大吸附量 Γ_{∞} 。非极性基主要决定药剂的疏水性能即表面活性,分子结构也影响临界胶束形成及临界胶束浓度(CMC)大小。表面活性剂中极性基的数目或双键、三键数目增加,将减少表面活性剂的疏水性,因而将减少表面活性剂在液-气界面的吸附。

b 表面活性剂浓度

吸附量与表面活性剂浓度之比 Γ/C 称为富集比,也称为分配系数。富集比作为表面活性剂浓度的函数示于图 6-8-2,在低浓度时,富集比 Γ/C 较高,在一定浓度之后开始降低。加入少量表面活性剂时,表面活性剂分子或离子大都吸附在液-气界面上,残留在溶液中的数量极少,体系的自由能最大限度降低。随着表面活性剂用量的增加,在液-气界面上的吸附逐渐趋于饱和。留在溶液中的相对数量逐渐增加,富集比开始降低,当液-气界面上达到吸附饱和时,多余的表面活性剂全部留在溶液中,富集比进一步降低。当达到生成临界胶束的临界浓度(CMC)后,虽然浓度增加,但呈分子或离子态组分的浓度并没有增加,液-气界面上吸附密度及表面能不改变,因而 Γ/C 迅速降低,出现折点。要获得高的分选效率,需控制表面活性剂浓度在 CMC 以下。由于表面活性剂在低浓度下具有高的富集比,因而离子浮选特别适于低浓度物料的分选。

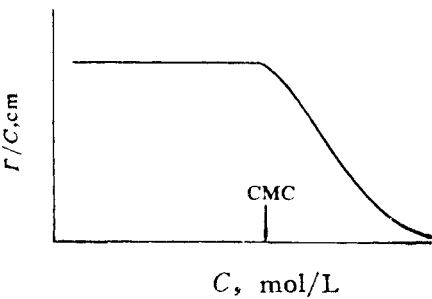


图 6-8-2 富集比 Γ/C 与表面活性剂 C 的函数关系

两种表面活性剂 A 和 B 的相对分配系数 α_{AB} 定义为 $\frac{\Gamma_A}{C_A} / \frac{\Gamma_B}{C_B}$, Γ_A 和 Γ_B 分别为组分 A 和 B 在溶液浓度为 C_A 、 C_B 时在液-气界面的吸附量。从 A 中分出 B 必须在 α_{AB} 极大值下进行, 因而应在刚好略低于 A 物质(相对含量较大者)的 CMC 条件下进行分选。

c 介质环境影响

介质环境影响包括离子强度、pH 值、介质温度等。通常离子强度的增加或温度降低将增加表面活性剂在各种界面上的分配率。但另一方面,离子强度的增加还可促进胶束的形成,从而降低富集比。此外,离子强度还影响泡沫的稳定性,泡沫间水的流失等因

素,因而介质环境因素对表面活性剂在液-气界面的吸附影响比较复杂,需具体对待。

C 表面活性剂与溶质间的作用形式

作为捕收剂的表面活性剂与目的物之间的作用形式大体上分为如下三种。

a 静电缔合作用

离子型表面活性剂可在液-气界面吸附形成双电层,电荷符号相反的目的离子靠静电引力聚集在此双电层的紧密层和扩散层中,并随气泡进入泡沫层形成两相泡沫(图 6-8-3a)。由于静电引力和分子热运动,形成扩散双电层,目的离子在扩散双电层中的分布按波尔兹曼方程:

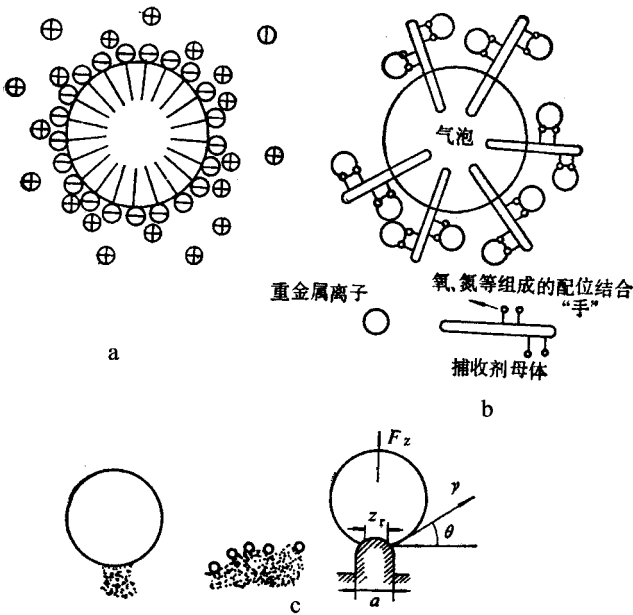


图 6-8-3 离子浮选机理示意图

a—静电吸附机理 b—络合或螯合机理 c—化学沉淀粘附机理

$$\Gamma = k' C \exp[-ze\phi_T + \phi]/(kT)$$

式中 Γ ——反电离子的吸附量;

C ——反电离子在溶液中的浓度;

z ——反电离子的价数;

ϕ_T ——表面活性剂吸附产生的电位;

k' ——单位体积摩尔数转换成单位面积摩尔数的常数;

ϕ ——特性吸附产生的电位;

k ——波尔兹曼常数;

T ——绝对温度；

e ——电子电荷。

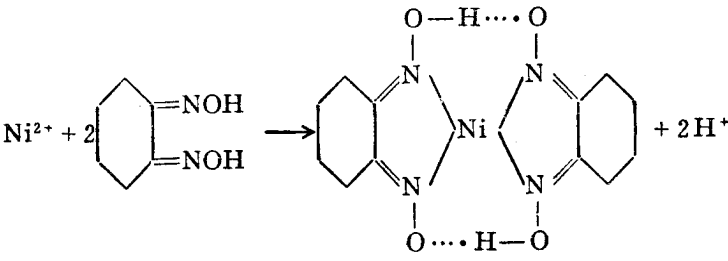
从上式可见,影响目的离子在气-液界面双电层中吸附量 Γ 的参数有浓度 C 、离子价数 z 和电位 ϕ_T 。当溶液中有其他反电离子存在时,将与目的离子发生竞争,干扰目的离子的分选。例如用烷基苯磺酸钠可实现 Sr^{2+} 的离子浮选,但当体系中 Na^+ 含量过高 ($\text{Na}^+/\text{Sr}^{2+} > 10^3$ 时), Sr^{2+} 的离子浮选无法进行。由此可见这种靠静电力的捕收作用选择性很差,易受与目的离子同名电荷的离子的干扰。

靠氢键力及其他分子间的缔合力被表面活性剂带入泡沫层的离子浮选选择性也很差。

b 络合或螯合作用及疏水性沉淀

捕收剂与重金属离子形成的络合物(或螯合物),无论为可溶性或水不溶性沉淀,由于非极性基朝气,极性基及其所结合的金属离子朝水,因而具有表面活性(疏水性),易在气泡上吸附或粘附,形成液-气二相泡沫或亚晶物或沉淀物与水、气相构成的三相泡沫或浮膜(图 6-8-3b)。

烷基黄药、烷基和芳基氨荒酸盐、烷基硫醇、双苯硫脲、丁二肟、试铜灵, α -呋喃基二肟、苯基- α -吡啶基肟、 α -亚硝基- β -萘酚、 β -亚硝基- α -萘酚、8-羟基喹啉、苯酰丙酮等与大多数有色金属、稀有金属、贵金属离子生成沉淀,这种沉淀物有疏水性,直接向泡沫富集(如图 6-8-3c)。这就是所谓第Ⅱ类沉淀浮选。例如用镍试剂浮选镍离子：



这种靠络合螯合或疏水性沉淀的分选过程具有较好的选择性。

二、沉淀浮选

沉淀浮选是向体系中按化学计量加入所需的沉淀剂,使目的物全部转为沉淀,再加入表面活性剂覆盖颗粒的部分表面使之能向气泡粘附或气泡在其疏水面析出。沉淀浮选能否成功,关键在于目的物向沉淀转化程度和沉淀物的浮选行为。

脱除或回收水溶液中金属离子时,大多数使其形成氢氧化物或硫化物沉淀,有时也

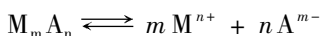
采用碳酸盐或磷酸盐沉淀形式。

A 难溶物质溶解度的计算

难溶物质沉淀的生成和溶解符合溶度积规则。可以用溶度积来推算沉淀生成是否完全(一般认为含量低于 10^{-5} 摩尔·升⁻¹ 则为沉淀完全)。但在沉淀浮选中所遇到的大都是多组分的混合体系,必须考虑各种因素对溶解度的影响。一般说来,共同离子效应使难溶物质的溶解度减小,惰性电解质使难溶物质溶解度增大,但离子强度 I 大于 4 时,溶解度减小。副反应(金属离子水解,质子传递反应、络合反应、氧化还原反应)一般使难溶物质的溶解度增大。

a $M_m A_n$ 在纯水中的溶解度

物质组成为 $M_m A_n$ 的沉淀平衡为:



溶度积是:

$$K_s = [M]^m [A]^n = (mC)^m (nC)^n \quad (8-2)$$

溶解度为:

$$C = \left(\frac{K_s}{m^m \cdot n^n} \right)^{\frac{1}{m+n}} \quad (8-3)$$

式中 C —— $M_m A_n$ 的以体积摩尔浓度计的溶解度;

K_s —— $M_m A_n$ 的热力学溶度积常数;

$[M]$ 、 $[A]$ ——组分的活度,当浓度很低时可用浓度代替。

b $M_m A_n$ 在同离子溶液中的溶解度

若物质 $M_m A_n$ 溶解在含有过量 A^{m-} 离子的溶液中,过量的 A^{m-} 离子浓度为 C'_A ,且 $C'_A \gg nC$,则 $M_m A_n$ 的溶解度 C 为:

$$C = \frac{1}{m} \left[\frac{K_s}{(C'_A + nC)^n} \right]^{\frac{1}{m}} \approx \frac{1}{m} \left[\frac{K_s}{(C'_A)^n} \right]^{\frac{1}{m}} \quad (8-4)$$

式中 C'_A ——过量的 A^{m-} 离子体积摩尔浓度;

C —— $M_m A_n$ 在惰性电解质溶液中的溶解度。

在惰性电解质溶液中,由于离子强度的增加,使生成沉淀的离子活度减小,从而引起难溶物质实际溶解度的增大。离子强度改变,对生成沉淀的离子活度系数的影响,可用德拜-休克尔方程式计算。高价离子所形成的沉淀,其溶解度受离子强度的影响大。

通常可利用热力学溶度积和难溶盐相应离子强度值下的活度系数,由计算求出在某一离子强度时的溶解度。

c 有副反应的体系中的溶解度

若难溶化合物 $M_m A_n$ 中的某种组分参与副反应,则该物质的溶解度将会增大。计算溶解度时需把式(8-3)或式(8-4)中的热力学溶度积 K_s 换成条件溶度积 K_s^* (沉淀剂的共同离子过量存在时用式(8-4))。

条件溶度积 K_s^* 由热力学溶度积和组分参与有关副反应的副反应系数 α_m 、 α_A 计算求得:

$$K_s^* = [M']^m [A']^n = K_s \alpha_m^m \alpha_A^n \quad (8-5)$$

式中 α_m, α_A ——参与副反应组分的副反应系数;

$$\alpha_m = [M]'/[M]$$

$$\alpha_A = [A]'/[A]$$

$[M]$ 和 $[A]$ ——游离离子的平衡浓度;

$[M]'$ 和 $[A]'$ ——溶液中的含 M 或 A 所有型体的总浓度;

K_s ——沉淀反应,也即主反应的热力学溶度积。

d 氢氧化物的溶解度

对于难溶性氢氧化物,必须考虑羟基络合物生成的副反应对溶解度的影响。因而各种难溶金属氢氧化物都有各自的最佳沉淀 pH 范围。在某一 pH 值时,氢氧化物 $M(OH)_n$ 的溶解度是:

$$\lg [M] = \lg K_s^* + n p K_w - n p H \quad (8-6)$$

式中 K_w ——水的离子积;

K_s^* —— $M(OH)_n$ 的条件溶度积。

副反应系数 $\alpha_{M(OH)}$ 按下式计算:

$$\alpha_{M(OH)} = 1 + \sum_{k=1}^n [H^+]^{-k} \prod_{i=1}^k K_{M(OH)_i}^H$$

副反应系数计算较麻烦,可利用各种羟基络合物的 $\lg C-pH$ 图求出各种 pH 值下的金属离子溶解度。

e 硫化物的溶解度

酸度对难溶金属硫化物溶解度的影响具有特殊的重要性。 S^{2-} 的水解,金属离子的水解都与 pH 值密切相关。此外溶液中存在过量硫化氢时,溶液也许会含有显著浓度的分子金属硫化物及金属的各种硫代络合物。而大多数金属硫代络合物的平衡常数是未知的,重金属硫化物的分子溶解度也未测定过,因而确切地计算金属硫化物的条件溶度积 K_s^* 有困难,若只考虑 S^{2-} 的水解和羟基络合物的生成对金属硫化物溶解度的影响,则可

按下式粗略计算二价金属硫化物在各 pH 条件下的条件溶度积 K_s^* :

$$K_s^* = K_s \alpha_{M(OH)} \alpha_S = K_s \left(1 + \sum_{k=1}^n [H^+]^{-k} \prod_{i=1}^k K_{M(OH)_i}^H \right) \left(1 + \frac{[H^+]}{K_2} + \frac{[H^+]^2}{K_1 K_2} \right) \quad (8-7)$$

式中 K_1, K_2 —— H_2S 的一级和二级电离常数。

如果投加的沉淀剂与欲沉淀的金属离子等化学当量、 pH 又不太高时,则按下式估算残余金属离子浓度。

$$[M^{2+}] = \sqrt{K_s} \left(1 + \frac{[H^+]}{K_2} + \frac{[H^+]^2}{K_1 K_2} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (8-8)$$

值得注意的是,残余金属离子浓度并非总是随着硫化沉淀剂的用量增加而减少,例如以 HgS 沉淀除汞时,过量的硫化沉淀剂将使汞以 $Hg(HS)_2$ 、 $HgHS_2^-$ 、 HgS_2^{2-} 的形态溶解使残余汞含量增加。

B 沉淀浮选机理

沉淀浮选在许多方面都与矿物浮选相类似,它不需要加入化学式量的表面活性剂。浮选非硫化矿的捕收剂也可用于氢氧化物、碳酸盐、磷酸盐沉淀浮选,硫化矿捕收剂可用于硫化物沉淀浮选。捕收剂在沉淀颗粒表面上的吸附与在矿物表面吸附一样,有物理吸附、化学吸附等方式。

但是由于沉淀颗粒的性质与矿物颗粒有所差别,因而与矿物浮选不尽相同。沉淀物颗粒的集合体呈松散絮团状,集合体的含水量达 99% ~ 99.9%。对沉淀物表面疏水性要求比矿物浮选低,通常每升只需数毫克的捕收剂,而絮凝剂的添加却显得更为重要。各个单独的未经聚合的沉淀物粒子尺寸在微米或毫微米级,且呈活泼状态,难于浮选。一旦形成了絮团状沉淀,有时不加捕收剂也可浮选,因为天然水中通常每升含有数毫克有机物,其所造成的疏水性有时足可使絮状体上浮。

颗粒与气泡之间的附着机理也不完全相同。矿物浮选时,矿粒与气泡之间的附着主要是碰撞粘附,其次是气泡在矿物表面析出。固体颗粒和气泡之间的粘附力随固体表面疏水性增加,也即随接触角 θ 的增大而增大,疏水性大小是影响粘附几率的主要因素。

沉淀浮选时,气泡在沉淀物上的析出是主要形式,而且在沉淀生成过程中,包含夹带的气体,为气泡的析出创造了有利条件。与絮状沉淀结构有关的机械粘附、过滤夹带(絮团状沉淀物在沉降过程中与上浮的气泡相遇,絮团的网状结构把气泡机械夹带阻留在絮团内部)作用也增加了颗粒与气泡的粘附几率。因而沉淀浮选时,气泡与颗粒之间附着率不仅取决于表面疏水性,絮状结构也有一定作用。

三、吸附浮选

吸附浮选处理的对象是离子、分子、胶团、细菌、藻类、微细粒矿物等,通常的吸附载体是活性炭、硅藻土、分子筛、活性矾土、磺化煤、离子交换树脂、氢氧化铁、氢氧化铝等。由于吸附浮选是通过浮选载体而达到对象的富集分选,因而载体的吸附特性、吸附容量、再生性能、浮选特性等是影响吸附浮选的重要因素。

吸附载体是一种吸附剂。载体的固体组成、结构及表面状态、比表面积等对吸附特性、吸附容量影响很大。比表面积大,总表面能高的物质可望是优良的吸附剂。固体在溶液中的吸附规律,大多数可用弗南因德利希 (Freundlich) 经验公式或朗缪尔公式表达。对于缺乏孔隙的吸附剂的多层吸附可用 BET 公式表达。

弗罗因德利希吸附等温式的对数形式为：

$$\lg \Gamma = \lg k + \frac{1}{n} \lg C \tag{8-9}$$

$\lg \Gamma$ 变成以 $\lg k$ 为截距, $\frac{1}{n}$ 为斜率的直线。由实验按式 (8-10) 求得在等温条件下若干 Γ 和 C 可求出常数 $\frac{1}{n}$ 和 K , 可以此为判据选择最合适的吸附剂。

$$\Gamma = \frac{V(C_0 - C)}{m} \tag{8-10}$$

式中 m —— 吸附剂质量, g ;
 V —— 溶液体积, L ;
 C_0, C —— 吸附质的初始浓度和吸附平衡浓度, mol/L。

图 6-8-4 是不同类型的活性炭的吸附等温线。a 的吸附能力最强,低浓度时 c 比 b 的吸附能力强。在吸附浮选的条件下选用 a 或 c 比较合适。

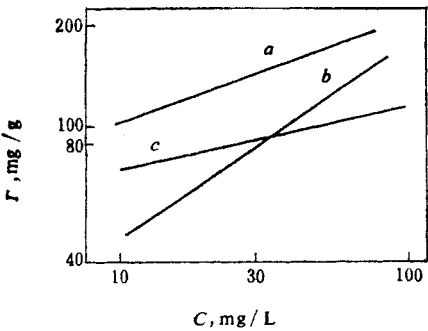


图 6-8-4 活性炭的吸附等温线

加入的吸附载体如果是铁盐或铝盐,则主要机理是利用氢氧化铁或氢氧化铝沉淀生成过程中的吸附、吸收、混晶、裹藏、凝聚等共沉作用,将目的物从溶液中富集在氢氧化物的载体上。这种情况下载体的添加时间、地点及介质的 pH 值对吸附共沉容量影响很大。

与沉淀浮选一样,载体既可靠自身的可浮性,又可靠捕收剂造成的疏水性上浮,这与矿物浮选相类似,勿需详述。

四、特种浮选动力学分析

一些学者曾就离子浮选动力学进行过一些研究,但尚待继续深入,这里只介绍其中之一。

研究认为,离子浮选的速度与其机理无关,可用下式表示:

$$\frac{dC}{dt} = -k \frac{Q}{V} C \quad (8-11)$$

式中 C ——目的组分的浓度;

t ——浮选时间;

Q ——气泡量;

V ——浮选槽中液体体积;

k ——无因次的动力学系数。

一般情况下, k 是 C 的复杂函数,则 $0 \sim t$ 时间范围内,动力学系数的平均值 $\bar{k}$ 由下式求出:

$$\bar{k} = \frac{\int_0^t k dt}{t} \quad (8-12)$$

$$t = \frac{2 \cdot 3 \lg \frac{1}{1-\epsilon}}{\bar{k} \cdot \frac{Q}{V}} \quad (8-13)$$

式中 ϵ ——目的组分的回收率。

在特种浮选的条件下,回收率 ϵ 在 90% ~ 99% 的范围内才有工业意义。在此条件下,可按式(8-13)计算达到既定回收率所需的浮选时间。或计算各种工艺条件下 $\bar{k}$ 值,并以 $\bar{k}$ 的最佳值为目标,分析确定过程的动力学条件。

动力学系数 k 是目的组分在气泡上的平衡固着状态 k_1 (吸附或是粘附)、动力学因素 k_2 、液体和泡沫层高度 k_3 (分离的完全程度)、气泡的比表面积 k_4 等各项动力学系数的乘积

$$k = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \tag{8-14}$$

k_2 和 k_3 在 0~1 范围内变化 ; $k_4 = 6/\overline{d}$ ($\overline{d}$ 为气泡的平均直径) 至于 k_1 ,鉴于问题的复杂性,目前尚不能写出离子型表面活性物质在上浮气泡表面上吸附或沉淀颗粒在上浮气泡表面上粘附的通式,但是可以算出相当于颗粒在气泡表面上吸附或粘附的极限单层值 $(k_1)_m$ 。对于离子浮选时的吸附 :

$$(k_1)_m = \frac{10^{-7} \sim 10^{-6}}{C} \tag{8-15}$$

而在疏水性沉淀物浮选(粘附浮选)时,

$$(k_1)_m = \frac{10^{-6} \sim 10^{-1}}{C} \tag{8-16}$$

式(8-15)和式(8-16), $(k_1)_m$ 的量度为“厘米”,而 C 的量度是“摩尔/升”。

在工业用机械搅拌式浮选机和充气机械搅拌式浮选机的条件下, $k_2 = k_3 = 1$ 、 $\overline{d} = 1$ 毫米、 $k_4 = 60 \text{ 厘米}^{-1}$,不同机理的动力学系数分别为 :

粘附机理 $(k_1)_m = 6(10^{-5} \sim 1)/C \tag{8-17}$

吸附机理 $k_m = 6(10^{-6} \sim 10^{-5})/C \tag{8-18}$

相应的两种浮选过程的 $(k_1)_m$ 值范围示于图 6-8-5。分析这些数据可得出两个结论 :

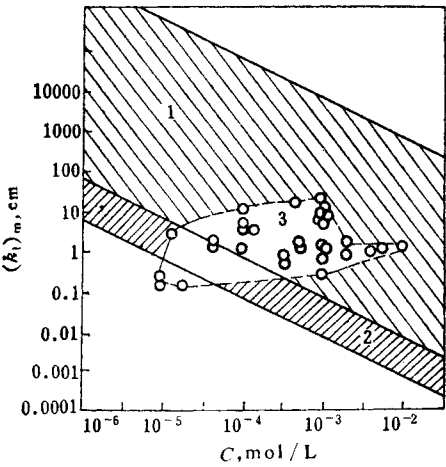


图 6-8-5 在不同浮选机理下的动力学系数值

机理 1—粘附机理,式(8-17) 2—吸附机理,式(8-18) ;

8—根据对离子浮选的粘附机理的实验数据 ($C_0 = 10^{-5} \sim 10^{-2}$ g 离子/L, $\epsilon = 90\% \sim 99\%$),按式(8-12)计算的 $\overline{k}$ 值范围

- (1) 按动力学条件,粘附浮选机理比吸附浮选机理更为理想。
- (2) 吸附机理只有在浓度小于 $3 \times (10^{-4} \sim 10^{-5})$ 摩尔/升的条件下,才能保证实际可行的 k 值。

图 6-8-5 中的范围 3 是根据各种因素对浮选速度和其他浮选指标的实验结果按式(8-12)算得的 $\overline{k}$ 值。由此可知:

- (1) 目的组分原始浓度为 $10^{-5} \sim 10^{-2}$ 摩尔/升范围时,即在离子浮选有效浓度范围中,按动力学条件,粘附机理比吸附机理更好。
- (2) 在常规机械搅拌式浮选机和充气机械搅拌式浮选机的充气条件下,当目的组分的原始浓度为 $10^{-5} \sim 10^{-2}$ 摩尔/升时,粘附机理的动力学系数平均值 $\overline{k}$ 在 1~20 范围内。这相当于回收率为 90%~99% 时所需的浮选时间只有几分钟。
- 从动力学分析看出,特种浮选的粘附机理具有更大的工业使用意义。

第三节 特种浮选工艺和设备

与常规矿物浮选相比,特种浮选工艺流程比较简单,大多数为无浮选回路的单槽操作,浮选槽容积大。特种浮选各种工艺方法的特点及应用列于表 6-8-3。

表 6-8-3 特种浮选工艺特点

浮选工艺方法	气泡尺寸, μm	能量消耗, $\text{W}/\text{m}^3 \cdot \text{h}$	气泡停留时间, min	主要应用
充气浮选	100~500	20~30	2~5	油脂,表面活性剂
机械搅拌浮选	100~1000	100~200	2~16	矿物,聚合物,乳胶或沉淀颗粒物料
加压减压气析浮选	40~70	45~60	20~30	碳氢化合物,溶剂,纤维,细悬浮体,絮凝颗粒,细菌,藻类
电解浮选	50~70	150~300		加热盐水的条件下与加压气析式相同
粘附分选	50,有扩展性	100		油类,乳浊液,疏水粒子

一、充气浮选

分离表面活性剂、蛋白质、有机物、油类等较轻物质及浓缩活性污泥时多采用充气浮选机。使气体通过多孔装置,分散成几毫米直径的气泡鼓入液体中。遇到很浓的液体

时,需设置中等大小气泡的扩散器,以便产生局部紊流促使气泡破碎。气泡的大小必须适当,以保证在待浮颗粒上有较高的粘附率。

用来除去轻物质(油脂、纤维、纸、有机物)的装置中,一般设置两个分区,其一为混合和乳化作用区,其二为比较平静的浮选区。图配 6-8-6 是其运行原理,在乳浊液区,悬浮固体靠空气的搅拌和混合所产生的螺旋线流加长了气泡运动的路程 在浮选分离区,横向流动非常缓慢,因而降低了对水流的紊动。

充气式浮选机又分为浮选柱和槽式泡沫分离器。见图 6-8-7 和图 6-8-8。

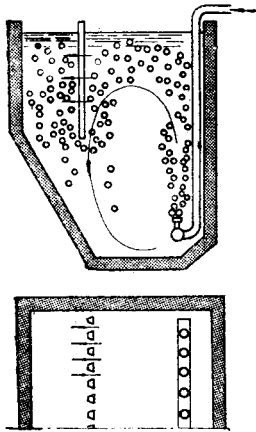


图 6-8-6 充气式浮选运行原理

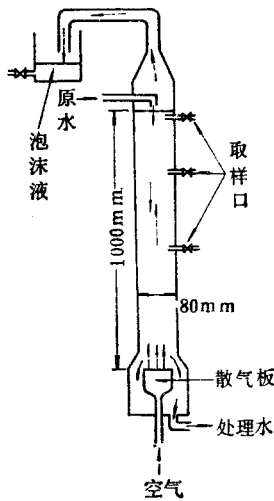


图 6-8-7 试验室用浮选柱

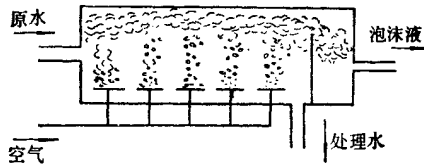


图 6-8-8 槽型泡沫分离装置

浮选柱主要由柱体容器、泡沫接收器组成。柱体容器容纳有被选物料，柱体底部装有多孔状气体分散器。图 6-8-9 是浮选柱的几种操作方式，其中‘浓缩型’是让部份泡沫返回柱内泡沫区，以得到浓度更高的泡沫产品。“净化型”是向即将排出的底流中补加捕收剂，使底液进一步得到提纯净化。为了得到浓稠的泡沫产品应采用收缩形式的泡沫排出面，这样能挤压泡沫，促进泡沫聚结。与此相反，扩大泡沫排出面能使泡沫较好地排出，使槽中泡沫大量减少。

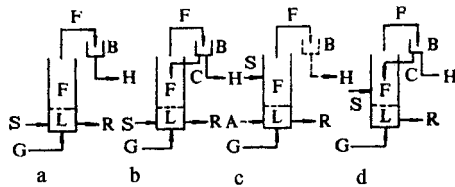


图 6-8-9 浮选柱操作方式

a—单一型 b—浓缩型 c—净化型 d—复合型

A—捕收剂 B—破泡器 C—还流 F—泡沫 G—送气；

H—泡沫 L—液相 S—给料

浮选柱除单槽操作之外，还可象矿物粗、扫选那样把多个浮选柱串联布置，以达到高度净化 亦可把泡沫产品再次充气鼓泡，以得到高品位泡沫产品。

消泡方法有：

- (1) 化学消泡法 喷入消泡剂。
- (2) 物理消泡法 使温度骤变消泡(加热或骤冷)，超声波振动消泡，旋风消泡，喷射消泡。
- (3) 机械消泡法 机械搅拌消泡，离心消泡。
- (4) 组合式消泡法 各种热装置和机械装置组合。

二、气析式浮选

气析式浮选工艺分为加压浮选、减压浮选(或称为真空浮选)，电解浮选三种类型。

其中加压浮选工艺因具有发泡量容易调节控制,流程灵活可变等优点,得到广泛应用,减压浮选需在密封条件下操作,仅用于有毒气体或臭气挥发的浮选分离过程;电解浮选因能耗较大,尚处于研究阶段。

A 加压浮选

加压浮选装置主要由压力泵、空气压缩机、溶气罐、减压阀、浮选槽等组成。其工作程序为:压力泵将原水或部分处理水连同 0.196 ~ 0.49 兆帕(2 ~ 5 千克力/厘米²)压力的压缩空气导入密闭的溶气罐,水在溶气罐停留 1 ~ 5 分钟后再经减压阀连同未加压的废水导入开放于常压的浮选槽,空气在浮选槽析出,与目的物形成泡沫或浮渣,由刮板刮出。水在浮选槽内停留 10 ~ 30 分钟,处理水由浮选槽底部或槽的另一端排出。

a 加压浮选流程

(1)全部原水加压流程 如图 6-8-10a 所示。适用于原水中悬浮物含量高,需发泡量大且絮凝体的破坏对浮选无影响的浮选过程。

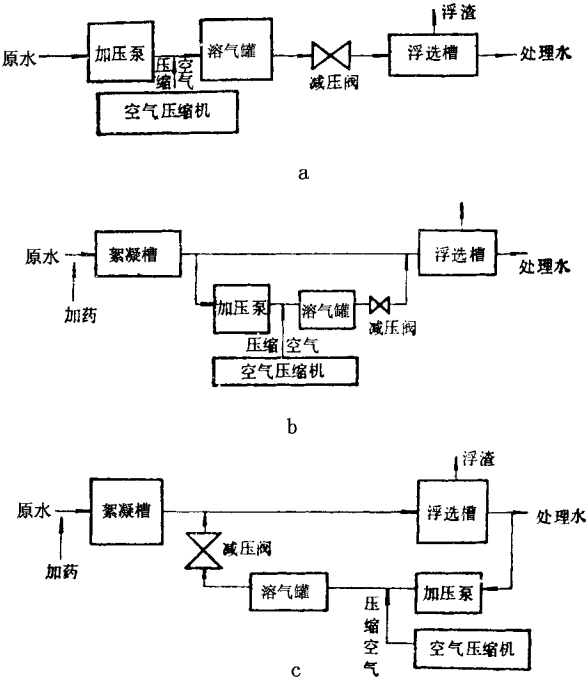


图 6-8-10 加压浮选流程

a—全部原水加压流程 b—部分原水加压流程 c—处理水循环加压流程

(2)部分原水加压流程 如图 6-8-10b 所示。部份原水加压溶气后再与未加压的原水混合进入浮选槽。该过程动力消耗减少,适于絮凝体加压破坏后,一旦与未加压原

水混合可再次絮凝的水质。多以水的澄清净化为目的。

(3) 处理水循环加压流程 如图 6-8-10 所示。根据原水所需的发泡量,将处理水的 10%~30% 加压溶气,再与原水混合进入浮选槽。该流程不破坏絮凝体,可根据原水性质灵活调节发泡量。但相应浮选槽容积较大,动力费稍高。适用于污泥浓缩。

b 溶气方式

溶气罐的压力和气体的溶解度是加压浮选的重要影响因素。气体在水中的溶解度符合亨利(Henry)定律,与气体的分压成正比。如图 6-8-11 所示。表 6-8-4 是各种气体在水中的溶解度(101.33 千帕,20℃)。

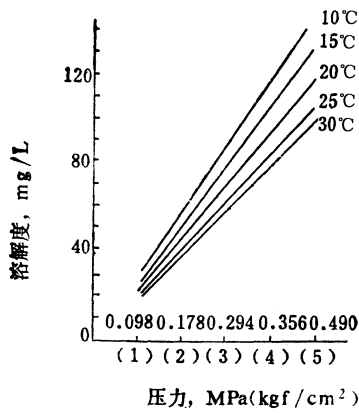


图 6-8-11 空气在水中的溶解度

表 6-8-4 各种气体在水中的溶解度(1atm = 101325Pa,20℃)

气体	mL/mL	mg/mL
N ₂	0.015	19
O ₂	0.031	43
H ₂	0.018	1.6
CO ₂	0.88	1700

实践证明空气在溶气罐内的溶解效率与压力、水和压缩空气进入溶气罐的方式、送气速度、滞流时间、流动搅拌条件等因素有关。

图 6-8-12 是几种溶气方式。其中图 6-8-12a 和 b 式溶气方式,溶气效率很低。当溶气罐的压力为 690 千帕,送气速度为 70 升/分时,水在罐内滞留时间需 45 分钟以上空气溶解才能达到饱和。若再增加或减小进气速度,达饱和所需滞留时间更长。

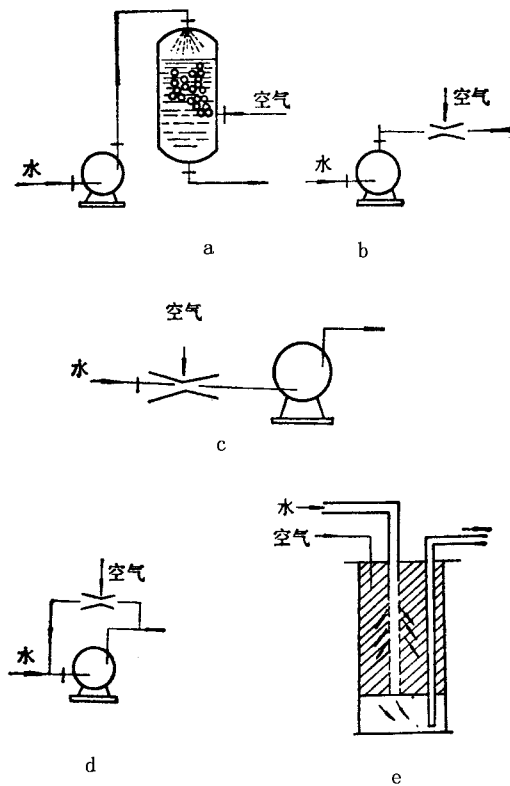


图 6-8-12 加压浮选的溶气方式

若空气从压力泵的吸入端与水同时进入压力泵,如图 6-8-12c 所示,则由于压力泵叶片的剪切搅拌作用,溶气效率有所提高。但是由于空气和水同时进入压力泵,使泵的排水速度和压力降低,进气量受到限制。在溶气罐保持 690 千帕的压力下,这种进气方式只能使空气饱和率达 23%。

若在压力泵的排水端设置支管,如图 6-8-12d 所示,使压缩空气形成分支环流,可大大提高溶气效率,可使空气溶解度达到饱和溶解度的 75%~85%。

此外,在溶气罐内填充适当深度的多孔物质,水从埋于充填料中央的周围开有小孔的水管给入溶气罐,增加空气和水的接触面积,也可以大大提高饱和率。如图 6-8-12e 所示。

c 加压浮选槽的类型

加压浮选槽有矩型,圆型两种。为了提高表面负荷率,把斜板沉淀池的原理与浮选槽组合,形成一种多段式加压上浮槽,如图 6-8-13 所示。这种多段式浮选槽的标准处理能力为 三段 $30 \text{ 米}^3 \cdot \text{小时}^{-1}$,六段 $60 \text{ 米}^3 \cdot \text{小时}^{-1}$ 。

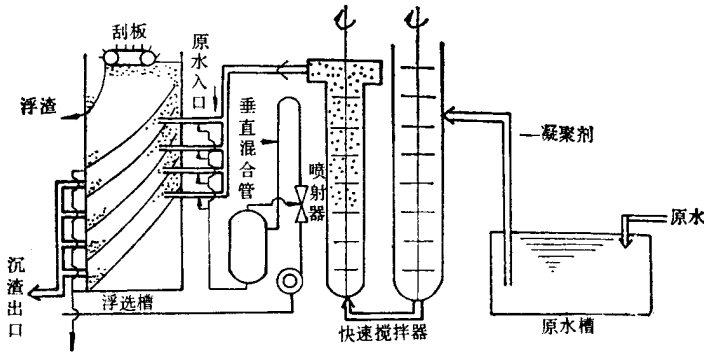


图 6-8-13 多段式加压浮选槽

我国尚无加压浮选设备的标准系列产品,法国德格雷蒙(Degremont)标准化浮选装置有四种类型加压浮选槽。

B 减压浮选

减压浮选也叫真空浮选,使空气在常压下溶解,而后在密闭槽内抽真空减压,使在常压下溶解的气体析出产生气泡,图 6-8-14 是减压浮选槽一例。

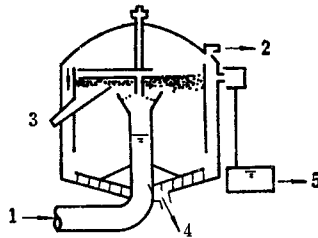


图 6-8-14 减压浮选槽

1—原水进口 2—接真空泵 3—泡沫产品出口；

4—沉渣出口 5—处理水

减压浮选适于有臭气、有害气体挥发的浮选过程。缺点是发泡量受到限制,需间断操作。

C 电解浮选

电解浮选也可属气泡析出型浮选之列。气泡的产生是靠电解时在阴极和阳极分别析出 H_2 和 O_2 形成的。

阴极反应 $2H^+ + 2e \rightleftharpoons H_2$

阳极反应 $4OH^- - 4e \rightleftharpoons 2H_2O + O_2$

图 6-8-15 是电解浮选装置举例。在浮选槽内设置电极,两电极之间通低压直流

电。实际上,所用的电流密度按浮选池表面积计算约为 $80 \sim 90$ 安培/米²·时,气体的产量约为 $50 \sim 60$ 升/时·米²。所用的流速约为 4 米³/时·米²。

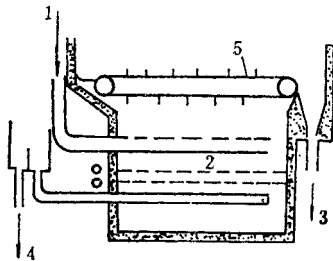


图 6-8-15 电解浮选槽

1—原水入口 2—电极 3—泡沫产品出口；
4—槽内产品出口 5—刮板

阳极对腐蚀特别敏感,而阴极因析出碳酸盐极易结垢。当为了保护阳极而需要应用保护钛时,就不可能用定期调换电极的方法来达到自动除垢的目的。因此必须考虑对水进行化学预处理或对阴极进行定期除垢。

三、粘附分选

在粘附分选中,空气呈分散状态与液体混合,在液体自重产生的压力下(这种压力可达到 600 千帕)使气体溶解,并在随后的降压过程中又被析出形成气泡,生成的气泡具有高度扩展性的表面,在这些表面上负载富集着各种疏水性物质和表面活性物质,在粘附分选中,负载气泡被带到‘水 - 大气’的界面上,不是由于空气泡的上浮(常规浮选中的情况),而是由液体流动所带动。此种液流的速度,比浮选机中液流速度更大(50 厘米·秒⁻¹ 以上) ;同时气泡与液流间相对运动很小。

粘附分选过程,按工艺设备特征,包括三种形式 :串级分选、深度分选和表面分选。分别示于图 6-8-16 中,三者实现分选的原理完全相同。

A 串级粘附分选

原水在捕获空气的同时,下落到分散空气的专门平面上。如图 6-8-16a 所示。液流从一定高度落到反击平面上,并凭借与最终速度平方成反比的液流的压力实现空气的溶解。之后,一面析出气泡,一面与各种物质发生粘附生成联合体,再借助于一个专门的屏板,被 50 厘米·秒⁻¹ 以上的液流速度带向水 - 大气表面,进入分选槽。与空气泡生成联合体的物质以及比水轻的物质,被携至表面 ;低速运动的液体则通过装置由下部排出。分选时进入分选槽中的物质,借助于粘附鼓或其他方法除去(如图 6-8-17 所示)。

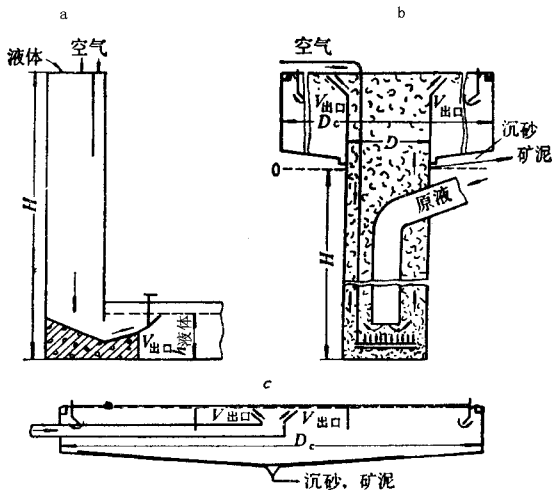


图 6-8-16 粘附分选的原则流程

a—串级分选 b—深度分选 c—表面分选

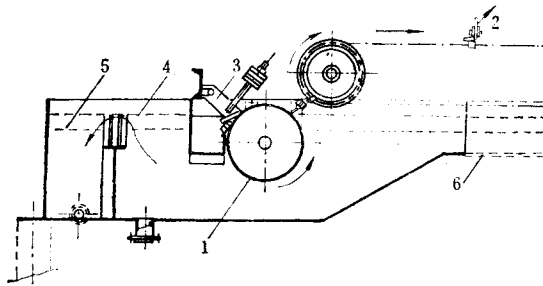


图 6-8-17 粘附获取上浮产物的槽子

1—粘附鼓 2—上浮产物的刮板 3—用刀具从运输带上获取上浮
物的装置 4—上平面 5—下平面 6—机组壳壁上的流槽

这一过程可重复 1~3~6 次,在工业中有单级、三级、六级串联分选装置。

串级粘附分选装置适应于含石油类油质及其它疏水性分散物总含量较低的水的净化处理、上述物质可以从 $100 \text{ 毫克} \cdot \text{升}^{-1}$ 减少到 $5 \sim 8 \text{ 毫克} \cdot \text{升}^{-1}$,还可除去细泥。

B 深度粘附浮选

利用钻孔或矿井从水中回收油质或表面活性物质。在一定深度(例如 65 米)的钻孔或矿井中,在稍上部位(例如 61 米)处引进待浮原水,并在中部(例如 63 米处)通过钻孔套管用空压机给入弥散空气。如图 6-8-16b 所示。在 404~606 千帕(6~4 大气压)下,空气大量的溶解,之后在水流上升过程中由于压力下降,气泡开始析出。这种空气泡

呈 0.05 毫米左右大小,以后迅速扩展,上升到泡沫 – 大气界面时每 – 升空气可扩展成 30 米² 的表面。水流携带着这种具有高度扩展性的、其上富集有疏水性物质和表面活性物质的气泡上升到分选槽中。

使用深度粘附分选法,石油类和油类的脱除率达 80% 以上 疏水性物质含量由 10 ~ 40 毫克·升⁻¹降到 2.5 ~ 5 毫克·升⁻¹,被丁黄药疏水化了的小于 0.07 毫米的方铅矿回收率可达 100% ;几乎全部脱除了不溶于水的有机物,BOD₅ 降低 70 ~ 75% ,用深度粘附分选对含腐植质的河水净化结果见表 6 – 8 – 5 所列。

表 6 – 8 – 5 深度粘附分选法净化河水结果比较

指标	原水	净化结果与方法	
		河水净化站	深度粘附分选
透明度,cm	10 ~ 12	30	26
色度,度	95 ~ 100	15	15
碱度,mg. eV/L	1.36	0.66	0.3
DO,mg/L		5.5	6.5

深度粘附浮选处理能力不受限制,与矿井直径成正比例,当矿井直径为 9 米,分选槽为 100 米情况下,深度粘附浮选的处理能力为 1 × 10⁵ 米³/时。

C 表面粘附浮选

表面粘附浮选法的基本原理与前两种完全一样。但为了适应悬浮物含量较高原料的分选,采用专用设备。例如苏联有 ПАС – 6、ПАС – 9、ПАС – 12,ПАС – 18 等型号。适于含高浓度 (> 1000 毫克·升⁻¹) 疏水悬浮物质及砂和泥的分离。石油产品、油类等含量高于 5000 ~ 10000 毫克·升⁻¹ 时,用表面粘附分选,上述物质的回收率为 98 ~ 99%。醚类物质的含量可从 3200 ~ 19500 毫克·升⁻¹ 降到 80.6 ~ 121.5 毫克·升⁻¹。

D 粘附分选的应用及流程

粘附分选主要用于从水或矿浆中回收或脱除石油类、油类、醚类、酚、有机物、细菌、疏水性矿物等。用于废水、回水的净化或 有价成分的回收 ;各种工业用水的净化,水库、河水的除污等。

粘附分选的最大特点是处理能力不受限制,可利用钻孔,老矿井等,只需要相应的粘附分选设备和泵站。能耗低、成本低。

三种不同性能的分选设备适当组合,可用于净化任何水,适应于各种目的。图 6 – 8 – 18 和图 6 – 8 – 19 是不同的粘附分选设备组合处理流程示例。

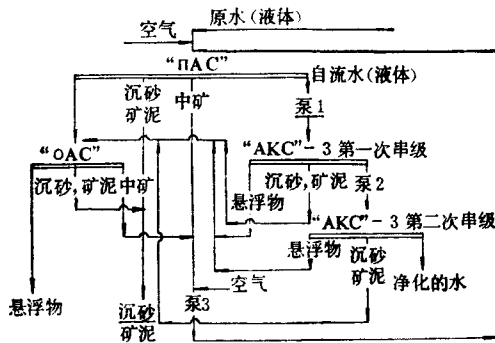


图 6-8-18 表面的、串级的和脱水的粘附分选装置机组流程
ΠAC—表面分选装置；AKC—串级的装置；OAC—脱水分选装置

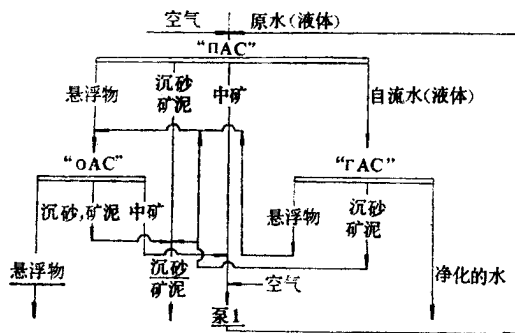


图 6-8-19 表面的、深度的和脱水的粘附分选装置机组流程
ΠAC—表面分选装置；OAC—脱水分选装置；ΓAC—深度分选装置

四、特种浮选的操作因素

特种浮选的操作因素大体上与泡沫浮选相同，主要有表面活性剂的浓度、辅助药剂浓度、介质的 pH 值、离子强度、温度、粘度等基本变量和气流速度、气泡大小、气泡层高度、给矿速度、回流比等操作变量。

表面活性剂浓度 浮选过程取决于目的物与活性剂的结合。因此原则上目的物回收程度随着表面活性剂浓度的增加而增加，直到 CMC 为止。已发现的锌、铜离子浮选回收率在一定范围内确实随十二烷基硫酸钠浓度的增加而增加；但锌、铜的沉淀浮选的回收率对表面活性剂浓度并不敏感，只要能产生稳定泡沫即可。从理论和实践上都已发现，保证所需的起泡特征的表面活性剂最低浓度对分选最合适。恰当的泡沫寿命的短暂性是有效分选的关键之一，通常表面活性剂浓度越低，泡沫寿命越短。

辅助药剂浓度 辅助药剂在特种浮选中主要是调整颗粒粒度，活化捕收剂的吸附和

促进溶质间的凝聚或吸附。辅助药剂作为沉淀剂、吸附剂、介质调整剂、辅助捕收剂而添加。最常用的辅助剂是硫酸铁、硫酸铝。

溶液 pH 值 溶液的 pH 将决定各种无机颗粒上电荷的大小及符号,决定溶质、药剂的存在状态。因此 pH 对表面活性剂的吸附,颗粒的分离程度产生重要影响。实际上浮选时溶液的起始 pH 值决定了所用方法将是离子浮选还是沉淀浮选。如图 6-8-20 所示的那样,当 $\text{pH} < 8$ 时, Zn^{2+} 是离子浮选, $\text{pH} > 8$ 时属沉淀浮选。微生物的浮选常常只在一个特定 pH 范围内才能发生,例如用月桂酸和醇分离大肠杆菌(E. Cali)只在 $\text{pH} 4 \sim 8$ 的条件下最好;用月桂酸或十二胺分选在 $\text{pH} < 8$ 时最好。

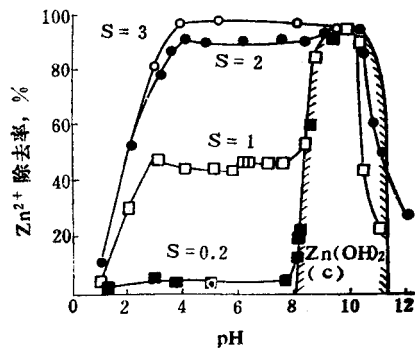


图 6-8-20 pH 及捕收剂添加量对 Zn^{2+} 浮选的影响
mol 比 $S = [\text{SDS}] / [\text{Zn}^{2+}]$
[SDS]—十二烷基硫酸钠浓度

离子强度 离子强度增加促进表面活性剂在液-气界面的吸附,但又使表面活性剂的 CMC 降低,还影响气泡和颗粒的双电层结构,使介质的粘度及表面张力增加,使难溶化合物的溶解度增大等。这些效应对浮选的利弊不一,视具体情况而定。例如离子强度对镍、钴的硫化沉淀浮选有促进作用;对镍、钨的离子浮选,锌、铜的沉淀浮选无明显影响,但用胺类捕收剂时对镍的沉淀浮选有不利影响。

温度 温度对特种浮选的影响也比较复杂,温度对化学反应速度、各种组分的吸附、介质的粘度、沉淀的粒度等都有影响。一般温度升高时对于表面活性剂与目的物之间的作用是化学吸附的浮选有利,对物理吸附者不利。

气泡的大小和供气速度 气泡的大小对气泡的上升速度(即在矿浆中的浸没时间),气泡与矿粒粘附后气泡中的剩余毛细压力所造成的脱离作用,粘附面积、矿粒与气泡之间的碰撞几率等都有直接影响。气泡的上升速度随直径的变化情况示于图 6-8-21。由图可以看出,20 微米的气泡的上升速度只有几毫米/秒,而直径为几毫米的气泡所具有的速度要大 10~30 倍。

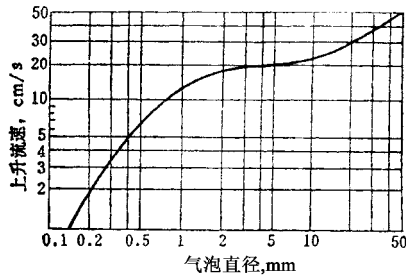


图 6-8-21 气泡上升速度与气泡大小之关系

颗粒与气泡碰撞的几率为：

$$p_c = Su_{\infty} N$$

$$S = \pi R^2 (1 + r/R)^2 E$$

式中 u_{∞} ——颗粒和气泡运动的相对速度；

N ——矿浆中气泡浓度；

S ——碰撞截面积；

r, R ——颗粒和气泡的半径；

E ——流体力学的捕获系数。

流体力学捕获系数随矿粒尺寸的增大而增大,随气泡尺寸的增大而减小。速度常数 K 与颗粒粒度和气泡尺寸的关系如图 6-8-22 所示。从而证实较小气泡具有最佳浮选能力。

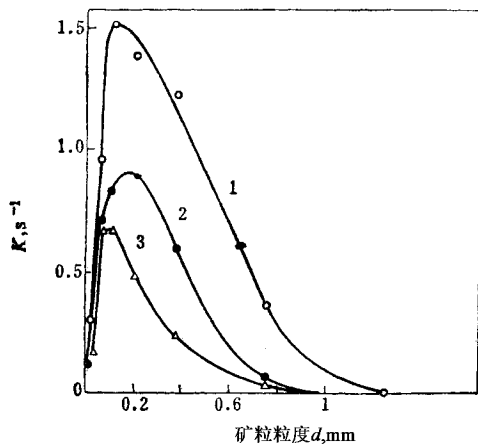


图 6-8-22 速度常数与矿粒粒度和气泡尺寸的关系

1—气泡尺寸 $d=0.7\text{mm}$ 2—气泡尺寸 $d=1.2\text{mm}$ ；

3—气泡尺寸 $d=3.1\text{mm}$

气泡尺寸对毛细脱离作用和粘附面的影响比较复杂。总而言之,浮选用较小的气泡比较大的气泡好,有助于提高分选效率。但过小的气泡会限制横向流速,因而限制装置的处理量。

气流速度较低时,分选速率较慢,但富集比较高。气流速度必须能足以维护所需要的泡沫层的高度。最佳供气速度由表面活性剂浓度和泡沫的寿命决定。

泡沫层高度影响富集比和分离效率。泡沫层高度由被分选物料性质和泡沫层寿命而定。对短暂性泡沫而言,提取率随泡沫层高度增加而减少。

加药方式 分批加药通常比一次加药效率高。例如用阳离子表面活性剂分选复杂的氰化物时,与一次添加相比,分三次加入表面活性剂时只用五分之四的表面活性剂却分选出 290% 的复杂氰化物。

第四节 特种浮选的应用

一、铜冶炼废水的离子浮选

用戊黄药进行离子浮选时,黄药用量为 Cu^{2+} 、 Pb^{2+} 的等当量, Cd^{2+} 的 1.5 ~ 2.0 当量比。可获得 $\text{Cd}^{2+} \leq 0.05$ 毫克·升⁻¹ 的处理水。浮选流程示例于图 6-8-23。

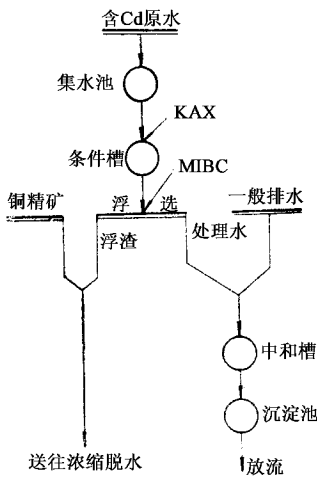


图 6-8-23 铜冶炼厂含铜废水处理示例

使用黄药的离子浮选法所担心的是处理水中残存黄药过高,影响处理水质量。采用上述流程处理水中 COD 可达 20 毫克·升⁻¹,符合排放要求,只是处理水略带黄色,当与其他排水混合、中和处理后因共沉作用使最终处理水透明清亮。

二、IPU 浮选

所谓 IPU 浮选是离子浮选 – 沉淀浮选 – 微细粒浮选的简称 (Ion flotation Precipitate flotation – Ultr^o fine Particle flotation)。

例如在铅锌选厂,锌精矿浓缩机溢流含铜、锌、氰化物、镉、黄药和起泡剂,可用图 6 – 8 – 24 流程处理。

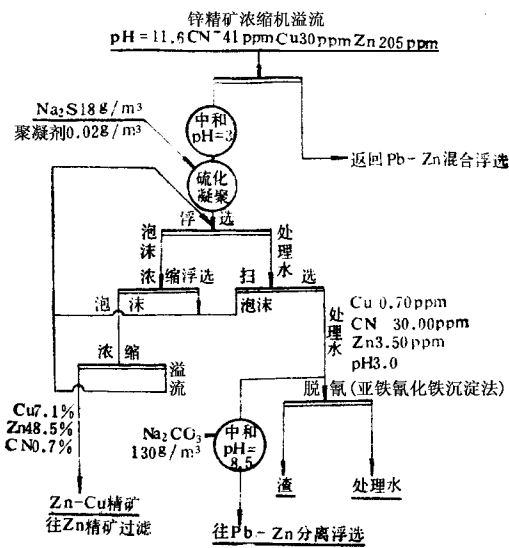


图 6 – 8 – 24 选矿厂锌精矿浓缩机溢流水处理流程

三、低浓度放射性废水的吸附浮选

核燃料再处理过程中,排放出来的低浓度放射性废水,都含有铀裂变产物,其中半衰期较长的有锶、铯、钷、钇、锆五种。用吸附浮选可将它们选择性分离。吸附浮选流程如图 6 – 8 – 25 所示,分离结果示于表 6 – 8 – 6。

从图中可以看出,第一阶段是以 Fe(OH)₃ 为吸附载体、油酸钠为捕收剂、pH 为 6.0 ~ 8.0 的条件下进行浮选。浮出¹⁴⁴Ce、¹⁰⁶Ru、⁹⁵Zr 第二阶段是以磷酸钙为吸附载体、环烷酸钠为捕收剂、在 pH 为 10.5 ~ 11.0 条件下浮出⁹⁰Sr 第三阶段是以亚铁氰化钴为吸附载体,十八烷胺基醋酸盐为捕收剂,在 pH 为 7.0 ~ 9.0 条件下浮出³⁷Cs。

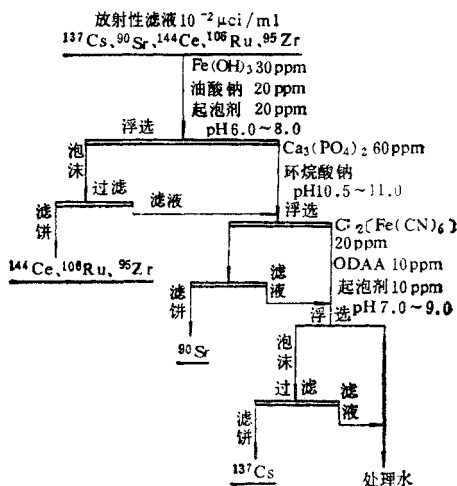


图 6-8-25 放射性废水吸附浮选流程

表 6-8-6 放射性物质的吸附浮选效果

脱除率, %	^{137}Cs	^{144}Ce	^{106}Ru	^{95}Zr	^{90}Sr	总效率, %
浮选第一阶段	2	98	98	99	~	60
浮选第二阶段	2	1	1	痕迹	92	19
浮选第三阶段	95	痕迹	痕迹	痕迹	4	20
合计, %	99	99	99	99	96	99

从表 6-8-6 可以看出,各种放射性物质的脱除率都很高,且与常规的絮凝沉淀法相比,渣量大大减少。