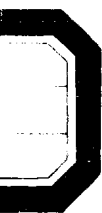


苏州选矿学术讨论会论文集

纪念《国外金属矿选矿》杂志
创刊 25 周年

国外金属矿选矿 编辑部

1988 年 12 月



目 录

铅锌贫矿石重介质预选的应用前景.....[浙江冶金研究所]	浦家杨	张乃三 (1)
微细粒黑钨矿选择性絮凝-重选研究.....[中南工业大学]	章云泉	黄 枢 (4)
强磁性矿物的选择性磁团聚分选研究.....[武汉钢铁学院]	储德应	蒋朝澜 (8)
调整剂在微细粒菱锰矿磁种分选中的应用[武汉钢铁学院]	潘涌璋	蒋朝澜 (14)
静力浮选赤铁矿的研究.....[唐山工程技术学院]	蒋振铭	(19)
用磺化聚丙烯酰胺选择性絮凝钒钛磁铁矿、钛铁矿和长石[中南工业大学]	陈 荃 陈万雄 徐政和	许孝元 (23)
论制取高纯铁精矿的现代选矿工艺.....[矿产综合利用研究所]	蔡怀智	(28)
国外用二氧化硫和硫酸组合浸出剂处理贫锰矿石及矿泥的研究[南京铅锌银矿]	潘梓良	(33)
* * * * *		
细粒黑钨矿油团聚中油团生长机理的研究[东北工学院]	韦大为	丘继寿 (36)
油团聚动力学的研究——聚团生长速率及聚团粒度特性方程式的建立[中南工业大学]	朱德庆 陈万雄 陈 荃	(41)
氧化铜矿硫化反应的溶液化学与表面化学研究.....[昆明工学院]	张文彬	(47)
矿物浮选的电化学测量及应用.....[湖南有色金属研究所]	周 菁	(52)
用Z-200浮选分离闪锌矿和黄铁矿及其机理的研究[长沙矿冶研究院]	唐林生 [中南工业大学]	黄开国 王淀佐 (59)
铜镍硫化矿矿石的分选现状.....[中南工业大学]	王毓华	孟书青 (62)
我国若干锡矿产细粒可浮性特点的研究[昆明工学院]	杨 旭	谷道民 (67)
我国的黑钨浮选研究.....[湖南有色金属研究所]	朱 洪	张国平 (73)
在毒砂和黄铁矿浮选体系中的氧化机制.....[东北工学院]	李 明	熊洪恩 (79)
水玻璃在辉锑矿精选中的应用研究.....[安徽冶金研究所]	李玉亭	(87)
巯基化合物群体在选矿中的作用[西安有色金属研究所]	左惠琴	张文征 (89)
国外磷矿浮选药剂近期发展[中国矿业大学北京研究生部]	郭梦雄	邵绪新 (92)
从含金结垢中回收金.....[中条山有色金属公司研究所]	王治平	孙 皎 (99)

选金厂氰化污水的净化.....	[中南冶金地质研究所]	缪 锋 (102)
沉淀浮选法除去废水中铅离子和锌离子的研究		
.....	[东北工学院]	郭永文 张洪恩 赵志强 (106)
从第三代稀土永磁体论稀土资源的开发利用		
.....	[马鞍山矿山研究院]	陈远炎 郭苗芬 (110)
煤及其伴生矿物表面的吸附现象及机理		
.....	[中国矿业大学北京研究生部]	郭萝熊 (116)
高岭土精制工艺中钙离子在明矾石表面吸附机理的研究		
.....	[东北工学院]	陈树忠 (123)
利用汞矿山废石、尾矿、炉渣生产彩色釉面砖的研究		
.....	[万山汞矿]	严清湖 杨玉霜 (127)
一种新型的磨机衬板——矿垫磁性衬板.....	[长沙矿冶研究院]	张宏福 (130)
锯齿波跳汰机传动机构设计研讨.....	[北京矿冶研究总院]	李正骅 (133)
摇床的计算机模型及在生产中的应用		
.....	[中南工业大学]	王卫星 黄 枢 魏明安 (141)
◇◇ ◇◇ ◇◇ ◇◇ ◇◇ ◇◇ ◇◇		
十年来我国提高磁铁精矿品位和生产能力的七项新技术		
.....	[北京矿冶研究总院]	方志刚 (146)
山东省莱芜铁矿区选矿综合利用研究与实践		
.....	[青岛冶金矿山职工大学]	孙长泉 (153)
鞍钢选矿厂技术改造经验简介.....	[鞍钢矿山研究所]	童国光 王玉楠 (160)
东鞍山赤铁矿选矿方法与工艺流程的研究.....	[东北工学院]	刘慧纳 (165)
鄂西“宁乡式”铁矿利用方略试验研究和前景的介评		
.....	[中南冶金地质研究所]	吕世海 (167)
从锰矿尾砂中回收锰的试验研究.....	[长沙矿冶研究院]	甘怀俊 温 英 (171)
从难选半风化矿中回收钨的试验研究		
.....	[湖南有色金属研究所]	项学丽 张德瑞 邹新秀 (174)
分选贫红铁矿的几种联合流程.....	[长沙矿冶研究院]	王国祥 (177)
澳大利亚芒特—艾萨联合矿场.....	[沈阳矿冶研究所]	韩树山 (182)

铅锌贫矿石重介质预选的应用前景

〔浙江冶金研究所〕 浦家扬 张乃三

前 言

重介质选矿方法是有效的利用矿物资源的选矿方法之一。自从1936年美国密斯科特选锌厂建立第一个重介质选矿工业装置以来，重介质选矿方法在矿山中获得了广泛的应用，尤其在煤炭、非金属和金属矿山部门应用重介质选矿法较多。由于矿山原矿品位日益下降，低品位矿石开采量越来越大，各国能源费用不断上涨，因而，能使贫矿得到充分利用而又减低能源消耗的选矿方法之一的重介质选矿法显示出良好的前景。

重介质预选工艺在国外铅锌矿的应用

铅锌矿石重力预选，通常采用高效率的重介质分选法，近年来在国外获得较好的应用效果。苏联目前已有五个较大的重介质预选装置在铅锌矿中应用，它们是：兹良诺夫、克拉斯诺莱契斯克、阿克疆斯克、列宁诺哥斯克和铁克里斯克铅锌选矿厂。加拿大苏里万铅锌选矿厂，日处理能力为11000吨。破碎后的矿石，经重介质预选按原矿计抛废率为31%。澳大利亚的芒特·艾萨铅锌选矿厂，原矿经中碎后用重介质预选抛废率达41%。瑞典阿姆别尔格选矿厂以及意大利梅萨铅锌选矿厂也都使用了重介质预选工艺。

由于传统的磨矿、浮选和过滤作业所用的电能常是重介质分选作业的数十倍，而且，重介质预选的物料处理已发展到细粒级，只要所选矿石能够用重介质分选法抛尾，重介质选矿在经济和工艺领域都是有希望的。在西方国家中有四十个以上大型铅锌矿采用重介质分选，占其所有开采的大型铅锌矿的20%。在美国有60%的铅锌矿选厂采用重介质预选。

另外，法国、日本、赞比亚、摩洛哥、阿根廷、秘鲁、西班牙、阿尔及利亚、爱尔兰和西德等国家的铅锌矿都广泛应用重介质预选。

重介质预选在铅锌矿山应用的优越性

1. 在主要选矿过程前矿石预选可抛弃相当于有色金属尾矿品位的脉石轻产品，其重量占原矿的25~45%，即大幅度增加选矿厂的生产能力；
2. 进入浮选的重产物的有用成份含量提高；
3. 大大降低浮选药剂用量；
4. 提高被处理物料的综合利用性和经济性，如用轻产品做为建筑材料等。

重介质预选不是对所有铅锌矿山都适用，必须做预选试验，揭示其可能性。能否预选抛尾取决于铅锌矿石的嵌布特性、粒度及其分布规律；另一方面由于高品位矿石越来越少，低品位矿石逐渐增多和采矿过程中混入的大量废石，促使重介质选矿最近有了新发展。

只要有条件应用重介质预选的选矿厂，应尽量采用这个方法。因为重介质选矿是一个节能措施。

近年来，重介质静态分选设备如圆锥形重介质分选器、鼓式或轮式重介质分选机等进展不大。而在重介质动态分选设备方面有了不少进展，如从重介质旋流器发展到重介质涡流旋流器——D.W.P.分选器，并从单级涡流旋流器发展成三产品两段涡流旋流器，后者在意大利梅萨铅锌矿选矿厂获得比单级重介质旋流器明显好的效果。这种分选器在八十年代初已在世界各地开始推广。

重介质预选的经济指标

由于重介质预选加工费用低廉，只要入选矿石能够适用重介质分选法抛尾，重介质选矿在经济和工艺方面都是可达到优良指标的，从下面列举的一些国外重介质预选车间的技术经济指标分析中可以看出：

苏联重介质预选处理每吨矿石的消耗费用：

电力消耗：2~5千瓦小时；新鲜水用量：0.3~0.6米³；加重剂：120~400克；加工费用：0.3~0.7卢布（约人民币2.2~5.2元）。

根据西德的梅根、格隆德和腊梅斯贝克三个选矿厂重介质生产综合看，对每吨矿石加工费分别为1.41、1.68和1.71马克（折合人民币2.89、3.44和3.50元）。

从上面两个国家的重介质预选费用可以看出，重介质预选费用选择3~3.5元/吨，仅相当于磨浮、脱水作业加工费的1/9~1/10，所以，采用重介质选矿法在磨矿作业和细碎作业前抛尾是合理的。一般的抛废率最好在25%以上，随着选矿的处理能力越大其经济效益也越大。

重介质预选在我省铅、锌矿应用的可能性

目前世界范围内矿石开采品位逐年下降，留下供人们应用的将是大量的贫矿，这还不足以引起人们的紧迫感。可是对于一些开采多年的老矿山企业来说，经营者们确为此大伤脑筋，当开采品位下降至最低工业品位时，即使企业收入与总生产支出相平衡的收支平衡品位或保本品位时，已无经济效益和盈利可谈。要保证企业获得既定的最低利润，应使矿石品位达到最低经济可采品位，即，最低盈利品位以上，它还稍高于最低工业品位。因此，生产处理大量贫矿的老矿山企业，非常关注重介质选矿的发展。只要矿石适合于重介质选矿时，希望能通过重介质预选来提高矿石品位，并在进行适当改造后提高选矿厂的矿石处理能力，改善矿山的经济效益。

近年来，浙江省有一些矿山已出现类似情况：如黄岩铅锌矿。该矿床是我国东南沿海经济发展区已探明的具有极大远景储量的大型铅锌矿床，矿脉长达10公里，为中低温热液交代裂隙充填型多金属硫化矿床。金属矿物主要为闪锌矿、方铅矿，其次是黄铁矿、黄铜矿、赤铁矿、褐铁矿、镜铁矿和磁铁矿等。脉石矿物为石英、隐晶质石英、绢云母、绿泥石、方解石、磷灰石、粘土矿物等。遗憾的是原矿含铅锌品位低，历年来生产效益不佳。从盈亏平衡点看，入磨原矿品位Pb+Zn需达4.5~5%为宜。但目前开采的与深部的平均品位Pb+Zn仅为3.0~3.5%以下。如不经重介质预选处理提高原矿品位，矿山已面临难于维持的局面。

通过黄岩铅锌矿石最低经济可采品位与最低利润系数对应关系（见表1）可以看出：随

着采、选总成本的提高,最低经济可采品位也相应提高。利润的高低取决于最低经济可采品位的高低。其最低工业品位 $Pb + Zn$ 在 3.81~4.24%。其最低经济可采品位选在 $Pb + Zn$ 为 4.38~5.08%,可相应获得较好的经济效益。

为了解决我省一些老矿山企业贫矿石预选问题,我所于1986~1987年设计研制了无压给料式重介质三产品涡流分选器装置。同时,使用自制的雾化粒状硅铁做为加重剂,分选效果良好,目前已转向指示密度自控仪分辨率研究及介质回收系统的完善工作。

黄岩铅锌矿贫矿石经上述分选器处理后获得较好分选效果:当介质比重为2.70,进介压力为1.0:1.0公斤/厘米²,入选粒度为12~2毫米,原矿品位为 $Pb + Zn = 3.65\%$,重介入选品位 $Pb + Zn = 3.20\%$,抛废率在21.59~29.79%,精矿品位 $Pb + Zn = 4.46 \sim 4.76\%$,回收率 Pb 为95.39~92.97%, Zn 为94.04~90.46%。

原矿品位: $Pb + Zn = 3.97\%$,重介入选品位 $Pb + Zn = 3.70\%$ 时,抛废率在21.19~9.64%,重产品品位 $Pb + Zn = 4.78 \sim 5.23\%$ 。回收率 Pb 为95.12~92.34%, Zn 为94.25~91.30%。使重产品品位控制已大于最低经济可采品位,完全可以改变矿山的经济效益。

另外,象省内的龙珠山铅锌矿和安下铅锌矿在60年代初原矿 $Pb + Zn$ 品位为4.6~4.8%以下。当处理这样的原矿品位矿石时,这些老企业几乎没有经济效益,并受到亏损的威胁。目前靠外购富矿维持局面,如果在重介质预选方面做些探索和技术改造工作,有可能提高选厂入选品位,作为增加企业经济效益的一条有效途径。

结 语

从矿山长远发展观点来看,实行重介质预选对降低选矿成本,节约能源,扩大矿山资源利用有其重要的现实意义。

三产品重介质筒形分选器是一种较先进的重介质分选设备,其与普通重介质旋流器相比较,入选矿石不用泵送,减少了机械磨损和动力消耗,该设备是值得在我国选矿领域推广应用的。

由于原矿品位日益下降,低品位矿石开采量越来越多,并且要求低能耗处理矿石,重介质选矿是一种可以稳定地提高矿石质量的方法之一,并能提高金属回收率、节能、保证处理低品位和表外平衡矿石。对于新建的铅锌矿山和一些老矿山企业在进行矿石可选性试验中要注意到重介质选矿方法应用的可能性。当该矿石具备应用重介质预选抛尾的条件时,设计部门和矿山企业应该尽量考虑采用重介质预选工艺,以便提高企业的经济效益。

参 考 文 献

- [1] Бадеев Ю. С., "Опыт освоения и перспективы развития обогащения руд в тяжелых суспензиях", Цветные Металлы, 1987, №4, Р87—89.

表 1

最低利润系数 f (%)	采选总成本 = 40.50 元/吨	采选总成本 = 45.00 元/吨
	最低经济可采品位 ($Pb + Zn\%$)	最低经济可采品位 ($Pb + Zn\%$)
0 (最低工业品位)	3.81	4.24
5	4.00	4.45
10	4.19	4.66
15	4.38	4.87
20	4.57	5.08
25	4.77	5.30
30	4.96	5.51
35	5.15	5.72

ϵ 选矿回收率,取80%。

P 精矿价格,取平均1600元/吨。

ρ 贫化率,取17%。

微细粒黑钨矿选择性絮凝-重选研究*

〔中南工业大学〕 章云泉 黄 枢

一、前言

选择性絮凝是一种处理微细粒矿物的有效方法^[1]。该工艺在美国蒂尔登选厂应用成功后,一直引起许多研究工作者的关注。除对赤铁矿应用外,还把研究范围扩展到硫化矿、钛铁矿、磷酸盐、孔雀石、粘土矿以及锡石、煤等。黑钨矿的选择性絮凝只作了初步研究^[2],国外还未见这方面的报导。

苄基胂酸作捕收剂浮选钨细泥已在江西的浒坑和铁山垅钨矿得到应用。如处理浒坑钨细泥(-200目占71.3%),可得精矿品位47.69%,回收率72.78%^[3]。但是对20~30 μm 以下的微细粒黑钨矿仍不能有效回收。

在微细粒黑钨矿回收的工艺研究方面,主要有两液浮选^[4]、载体浮选^[5]、油团聚^[6]以及新药剂的研制和应用^[7]。本文用选择性絮凝和重选结合的新工艺,通过预先絮凝,增大絮团粒度,然后在重选设备上分离,可提高黑钨矿的分选效率。

二、试料、试剂和试验方法

黑钨块矿取自江西盘古山钨矿,经破碎,除杂后瓷磨,淘析得-10 μm 及-20+10 μm 的两种试料。纯矿含 WO_3 71.57%,平均粒度分别为6.96和16.11 μm 。石英为长沙矿石粉厂的商品硅微粉,含 SiO_2 99.4%。用18.3%的盐酸酸洗、蒸馏水洗涤、 AgNO_3 检验无氯离子。平均粒度7.99 μm 。

絮凝剂有磺化(PAMS,40%)、水解(HPAM,30%)、非离子型(PAM)的聚丙烯酰胺,分子

[2] Henry J. Ruff, 重介质分选系统的新进展, 国外金属矿选矿, 1986 11 №11, P1~7.

[3] Michael S. Hont, et al., 1986, "The influence of ferrosilicon properties on dense medium separation plant consumption", Bull. Proc. Australas Inst. Min. Metall., 1986, №7, Vol. 291.

[4] E. Haioglu 等, 1986年10月, 圆柱形重介质旋流器的研究, 第十五届国际选矿会议论文集, 中国选矿科技情报网。

[5] P.E. Kieffer, 1983年6月, Grund选矿厂扩大预选抛尾范围, 国外选矿技术快报, №12, P4~8.

[6] С.И. Полькин, Э.В.Аламов, 1983, Обогащение руд цветных металлов, Москва "НЕДРА".

[7] Bruno Heide, Wolfgang Hegner, 用重介质旋流器选别金属矿的经验, 国外金属矿选矿, 1975, 4. №4. P1~8.

[8] 浙江省黄岩铅锌矿重介质预选工艺及设备的研究, 浙江省冶金研究所, 1988年7月。

量分别为400~500、500~600、350万,分别由马鞍山矿山院和广州有色院提供。苯乙烯膦酸和苄基膦酸由长沙矿冶院提供,其他试剂为分析纯。

单矿物试验时,称取2克矿样,配成2%的矿浆浓度,在200ml烧杯内搅拌、加药,然后倾入量筒内沉降40秒,将沉降物烘干、称重。

人工混合矿试验时,配成4%的矿浆浓度,调浆10分,加药搅拌各5分,分离时间5~10分。分离设备有自制的洗提柱($\phi 50 + \phi 20$),以及四川西昌102厂生产的XYZ400×500微型电振摇床和自制溜槽1040×100×65。

实际矿物的试验,采用XZHL-700×1200横流皮带溜槽,矿浆浓度14.6%,絮凝过程15分,分选20分,中矿再选,精1、2合并,二次中矿并入尾矿,最终得精矿、尾矿两产品。

三、试验结果及讨论

(一) 单矿物絮凝分散特性

图1是不同絮凝剂对黑钨矿、石英的絮凝影响。由图可见,三种絮凝剂对黑钨矿的絮凝

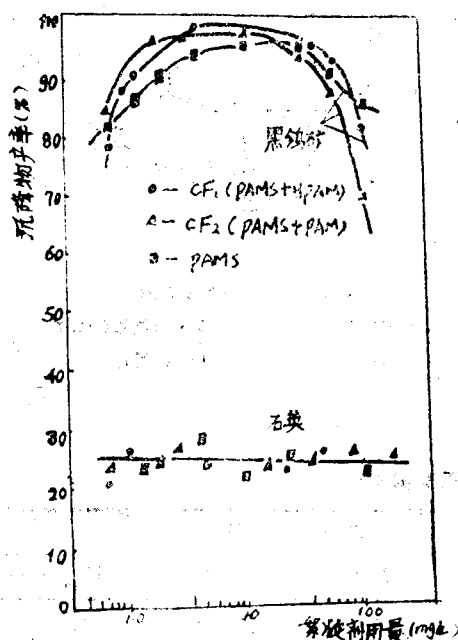


图1 絮凝剂对黑钨、石英絮凝的影响

能力 $CF_1 > CF_2 > PAMS$ 。而对石英无絮凝作用。絮凝剂过量时,因卷伏而失效。由于HPAM和PAMS含活性基团,选择性有所提高,所以,混合絮凝剂 CF_1 效果最好,最佳用量为5ppm。

矿浆pH不仅能改变矿物表面电性,而且能调整介质条件,提高药剂的性能。 CF_1 的适用范围为pH3~8.5。比单一絮凝剂宽。石英和黑钨的零电点都很低,当pH>3时,两种矿荷负电。pH<6时,由于荷负电少,仍能产生絮凝作用;pH>8时,静电斥力增大,絮凝效果降低。在pH6~8,絮凝剂与黑钨矿表面的 Mn^{2+} 、 Fe^{3+} 发生共价键合。

絮凝前的分散,直接影响絮凝效果。CMC和 Na_2SiF_6 在5~80mg/L范围内对黑钨矿无影响,在10mg/L时,甚至有活化作用,而 $(NaPO_3)_6$ 用量大于6mg/L时,黑钨被强烈抑制,对石英反而活化。说明CMC、 Na_2SiF_6 是黑钨—石英分离的有效分散剂。

聚合物和捕收剂联合作用的试验表明,捕收剂同样能提高黑钨的絮凝效果,与不加捕收剂相比,适用pH范围增宽。添加苄基膦酸和苯乙烯膦酸的最佳值为10~15mg/L。

矿浆浓度、搅拌强度和时间的,主要影响矿粒之间以及矿粒与药剂之间的碰撞几率。试验表明,矿浆浓度在1~8%、搅拌强度600~1200转/分,搅拌时间大于3分钟,均能获得好结果。

综上所述,絮凝剂用量为5ppm,采用CMC、 Na_2SiF_6 分散剂,添加捕收剂,中等搅拌强度和时间的条件下,矿浆浓度4%,pH在中性或偏酸性范围内,能获得好的分离效果。

(二) 人工混合矿的分离

在一元体系(单矿物)试验的优化条件,并不完全适于二元体系(人工矿)的分离。同样,对不同的人工矿体系,也有不同的最佳分离条件。洗提柱的装置图如图2所示。其他分离设备图略。

(1) 人工混合矿(含 WO_3 35.78%)

首先安排四组正交试验,絮团在洗提柱中分离,然后在优化条件下,进行不同设备分离结果比较。CMC—苯乙烯膦酸组合时正交试验结果见表1,其分选效率平均数 $\bar{E}_{道}$ 为45.64%、另外三组试验中, Na_2SiF_6 —苄基膦酸或苯乙烯膦酸,CMC—苄基膦酸组合时的分选效率的平均值 $\bar{E}_{道}$ 分别为43.20%、37.53%、40.32%,说明CMC—苯乙烯膦酸组合试验效果好,在此优化条件下,进行摇床和洗提柱分选对比试验,见表2。

从表2可知,洗提柱分离絮团比电振摇床更有效。原因可能是摇床振次太高,破坏了絮团的结构;而洗提柱,在缓慢上升水作用下,在变截面处出现强度不大的旋涡,弱剪切力的作用使分离效果变好。最好指标为精矿品位65.13%,回收率93.03%。

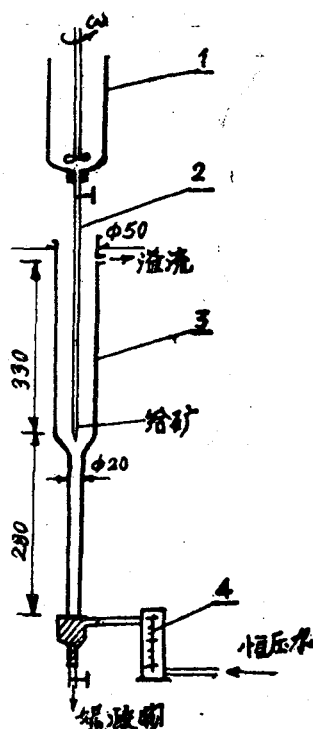


图2 洗提柱分离装置图

- 1—搅拌槽 2—橡胶管(φ10)
3—洗提柱 4—流量计

表1 黑钨矿—石英(1:1)正交试验 L_3

编号	试验条件 (mg/L)			试验结果			
	pH	CMC	苯乙烯膦酸	γ (%)	β (%)	ε (%)	$\bar{E}_{道}$ (%)
1	6.68	10	0	43.53	64.61	78.59	44.50
2	5.60	30	0	52.17	59.28	86.42	41.84
3	3.46	50	0	49.23	65.52	90.14	59.58
4	6.68	30	10	56.38	57.47	90.55	42.24
5	5.86	50	10	49.62	58.72	81.42	40.00
6	4.22	10	10	55.36	53.86	83.33	28.16
7	6.68	50	20	55.87	58.69	91.63	46.15
8	5.60	30	20	49.74	64.49	89.64	56.67
9	4.22	10	20	50.26	62.85	88.27	51.43

其他条件: $t = 16^\circ C$, 矿浆浓度2%, 调浆时间25分, 分选5分钟。

流量 $Q = 5L/时$, CF_1 5 ppm $\bar{E}_{道} = 45.64\%$

表2 洗提柱和摇床人工矿(35.78%WO₃)分离结果比较

编号	洗提柱(Q=5 L/时)				电振摇床(冲程0.60mm)			
	γ (%)	β (%)	ϵ (%)	$E_{道}$ (%)	γ (%)	β (%)	ϵ (%)	$E_{道}$ (%)
1	50.75	61.48	87.19	47.28	46.75	62.08	81.10	42.18
2	51.13	65.13	93.03	62.57	48.00	56.82	76.22	28.39
3	49.74	64.49	89.64	56.67	50.25	63.94	89.79	55.65
4	49.23	65.52	90.14	59.58	49.00	56.15	76.89	27.70
5	51.25	63.41	90.81	55.75	53.50	60.09	89.84	47.24

分选条件: pH 8~9, CMC30~50mg/L, 苯乙稀膦酸20mg/L, CF₃ 5 ppm, 摇床补加水20L/时, 冲次3000次/分, 分选时间10分钟

(2) 人工混合矿(含WO₃11.92%)

由于脉石量的骤增, 脉石的掩蔽现象会干扰黑钨矿与絮凝剂的作用, 导致絮凝效果差。在不加活化剂前, 各种分散剂或抑制剂效果甚微, 絮凝出现严重的混杂现象。试验发现, 选用水玻璃模数为3.1的分散剂, 效果较好, 最佳用量 50mg/L。其他分散剂Na₂SiF₆、CMC 似乎差些。众所周知, 黑钨矿晶格中含 Fe、Mn 离子。根据同名离子优先吸附的原理, 本试验选用 Fe(NO₃)₃、MnCl₂ 作活化剂。试验表明, 添加活化剂能大大提高絮凝重选效果。在 pH 6.80~7.30 范围内, 做了活化剂用量试验, 结果表明, Mn²⁺ 的活化效果比 Fe³⁺ 好。当 MnCl₂ 40mg/L 时, 指标最好。精矿品位达 35.29%、回收率 87.78%。活化成份可能是 Mn(OH)⁺。黑钨矿活化后, 添加苯基膦酸 8 mg/L, 明显比不加时效果好。精矿品位虽下降了 2.29%, 但回收率上升了 13.12%。由于絮凝环境得到改善, 絮凝剂用量有所降低。在絮凝剂用量 1.6ppm 时, 就可获得精矿品位 34.74%、回收率 81.06% 的指标。

不同粒级絮凝后对絮凝重选的影响较大。粒级越粗, 絮凝重选效果越好。这是由于粗粒级对重选有利; 大颗粒惯性大, 颗粒间碰撞机会多, 容易絮凝成大絮团; 絮凝剂捕获大、小颗粒形成同等大的絮团, 捕获大颗粒所耗的键能少。

在 pH 6.8~7.2, MnCl₂ 40mg/L 条件下, 研究了三种分选设备操作因素的影响。有效分离絮团的条件范围: 洗提柱流量 3.5~5.0 L/时, 电振摇床冲程 0.45~0.75mm, 溜槽坡度 7°~12.5°。试验发现, 溜槽效果最佳, 另外两种近似。

对低品位的人工矿, 只做了单因素条件试验, 最佳指标精矿品位 35.29%, 回收率 87.78%。

(三) 实际矿物的絮凝重选

矿样取自某精选厂的浮选中矿。-500目占 72.27%, 金属量占 88.31%, 钨矿物主要是白钨矿, 约占钨金属量的 60%, 褐铁矿、电气石、黄铁矿及毒砂四种杂质占 50% 左右, 石英和长石占 40%。所以该矿样为难选物料。为了满足粒度细的要求, 取回后经球磨处理, 分析结果如下, -600目占 73.33%, 试样含 WO₃ 12.67%。试验时, 未经脱硫处理。在矿浆浓度 14.63%, 横流皮带溜槽横向、纵向坡度和给水量(43L/时)以及分选时间(20分)给定的条件下, 做正交试验。当 pH 5.80, Na₂SiF₆ 1000g/T, MnCl₂ 50g/T, CF₃ 16g/T, 重锤转速 300 rpm, 皮带速度 6.80mm/秒 的情况下, 获得了精矿品位 31.43%WO₃, 回收率 77.19%。而在同样条件下, 不加絮凝, 品位为 25.94%。回收率降为 64.94%。说明絮凝处理后, 可提高细泥的选别指标。

强磁性矿物的选择性磁团聚分选研究

〔武汉钢铁学院〕 储德应 蒋朝澜

前 言

在强磁性矿物的常规磁选中,由于强磁性矿物在磁选机的较高磁场中($H = 800 - 1500 \text{ Oe}$)被强烈磁化,容易形成紧密的无选择性的磁团聚体,造成脉石尤其是强磁性矿物的脉石连生体被夹杂进入磁团聚体,从而影响磁选精矿品位的提高。尽管已研究过采取许多措施来消除磁团聚体^[1~5],但是提高精矿品位的作用都有限。主要是磁性较强的连生体进入磁团聚体后难以被排除。针对这一问题,研究了选择性磁团聚分选法^[6~8],在国内首钢大石河选厂和水厂选厂已获得了成功应用,并获得了巨大的经济效益。所谓选择性磁团聚分选法,就是使强磁性矿物在很低的磁场中($H = 100 - 150 \text{ Oe}$)轻度磁化,通过流体的剪切调整作用,形

四、结 论

(一) 提高絮凝剂对黑钨矿选择性和絮凝能力的途径是采用混合絮凝剂,用调整剂CMC和 Na_2SiF_6 、 MnCl_2 等改善絮凝环境以及添加捕收剂苯乙烯膦酸、苄基膦酸。

(二) 在絮凝重选过程中,选择性絮凝是关键,有效的重选设备只为絮凝物的分离提供手段。在剪切力不大的重选设备上分离絮凝物是可行的。捕收剂的添加能提高絮凝效果。

(三) 对高品位和低品位两种人工矿,低品位时需加活化剂, Mn^{2+} 比 Fe^{3+} 更有效。在最佳条件下,分别得到精矿品位65.13% WO_3 ,回收率93.03%和32.59%的精矿品位,87.78%的回收率。

(四) 处理某精选厂浮选中矿(含 WO_3 12.67%)进行高浓度絮凝重选。试验结果:精矿品位31.43% WO_3 ,回收率77.19%,比单一重选指标高。

参 考 文 献

- [1] Y.A.Attia "Selective flocculation, a bibliographic review" SME-AIME Meeting Papers(1985).
- [2] 朱建光等,《江西冶金》,1983, №4.
- [3] 李柏淡等,《矿冶工程》,1983, №4.
- [4] G.H.Kelsall et al, "Concentration of fine wolframite particles at iso-octan-water interface" Reagents Miner. Ind. Pap. 1984.
- [5] 邱冠周等,《中南矿冶学院学报》,1982, №3.
- [6] 韦大为等,《有色金属》,1988, №1.
- [7] 王淀佐、胡岳华,《中南矿冶学院学报》,1985, №3.

成选择性磁团聚体，再利用磁团聚体与分散脉石的沉降性能差异，在重力、离心力等复合力场中，实现选择性磁团聚体的分离。该方法具有磁选选择性好、设备简单、经济效益好等优点。

形成磁团聚体的力

由于强磁性矿物的比磁化系数很大，即使在较低的磁场中，粒子之间相互作用的磁力也很大，因此，在讨论强磁性物料的磁团聚力（尤其是对常规粒度的强磁性物料）时，只需考虑相互作用磁力，而不必涉及粒子间的表面力的作用。

形成磁团聚体的磁作用力通式

强磁性颗粒通常呈不规则形状或磁各向异性，因此在外磁场中颗粒或按其大轴取向，或沿磁感应向量方向磁各向异性轴取向，若悬浮液中磁性物浓度足够，彼此间由偶极矩能相互作用沿磁力线方向延伸成磁团聚体，这就是磁团聚现象。当外磁场撤去以后，由于强磁性物的剩磁现象，粒子间依靠其剩余磁感仍能形成团聚体，这就是剩磁团聚现象。

在外磁场作用下产生的磁团聚，其矿粒间相互作用磁力通式可用库仑定律决定：

$$F_1 = \frac{m_1 m_2}{\mu_0 r^2} \cos \alpha \quad (1)$$

式中 F_1 —矿粒间相互作用磁力；

$m_1 m_2$ —相互作用颗粒或磁团聚体的质量；

μ_0 —介质磁导率 $\mu_0 \approx 1$ ；

α —磁场强度向量与相互作用颗粒或磁团聚体间的夹角；

r —颗粒相互间的中心距离。

由强磁性矿物磁化后所带剩磁而引起的剩磁团聚，其相互作用的磁力通式为：

$$F_2 = \frac{B_r^2 S}{2} \quad (2)$$

式中 F_2 —颗粒相互作用的剩磁团聚磁力；

B_r —团聚体或颗粒的剩磁感应；

S —团聚体截面积。

以上两式仅是磁团聚力作用通式，用它们来定量计算比较困难，因此有必要得出更具体、更便于计算磁团聚力的公式。

强磁性物料悬浮液中磁性颗粒间相互作用磁力公式的推导及讨论

假设粒子为一半径为 a 的球形颗粒，并假设矿浆为一厚 $2L$ 的无限长平板（图1）。则：

$$L = Nr$$

N —沿着长度 L 的粒子数量；

r —颗粒相互间的距离， $r = a / \left[\frac{3}{4\pi} (1 - \epsilon) \right]^{1/3}$ ， ϵ 为悬浮液的孔隙度。

由图2和能的观点可得：

$$\Delta E = N \int_0^M V \Delta \epsilon D M dM$$

$$= \frac{1}{2} N \Delta \epsilon D M^2 \cdot \frac{4}{3} \pi a^3$$

$$\therefore F = \Delta E / \Delta L$$

$$= 3.898 D M^2 a^2 / (1 - \epsilon)^{4/3}$$

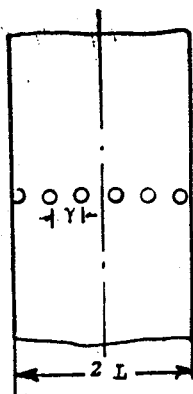


图1 在厚2L的无限长矿浆中颗粒间的距离r

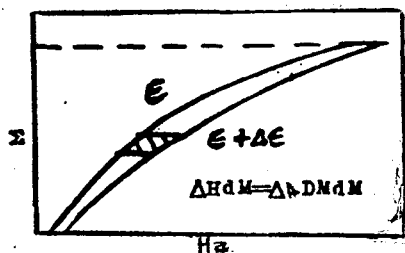


图2 由于孔隙度的变化在每个粒子贮存能量的变化

对球形粒子则比磁力

$$F_{比} = F/mg$$

$$= 3.898 \frac{M^2 (1 - \epsilon)^{4/3}}{\rho g a} \quad (3)$$

从公式(3)可知,磁团聚力与悬浮体孔隙度即矿浆浓度有密切关系,研究表明达到磁团聚的临界浓度为:

$$\rho_T = \pi d_s / 6 (r - d_s)^3 = 0.0015 \sim 0.001$$

式中 d_s 、 r 分别为颗粒平均直径和中心距离。

同时对程潮铁矿 $F_{比}$ 的计算表明,当 $F_{比}$ 达到 1~10 左右时,能达到较好的分选。当外磁场达到 1000Gs 时,即使浓度很低, $F_{比}$ 仍很大,磁团聚体的消除靠稀释是很困难的。

磁团聚体的破坏和选择性团聚体形成

从前面的分析计算结果看,强磁性矿物即使在很低的磁场中 ($H = 100Gs \pm$) 且浓度较低时也有较大的磁团聚力,而且磁团聚的发生几乎是在瞬间完成的 (10^{-3} 秒单位)。要控制它的发生过程是很困难的,只有将已形成的磁团聚体破坏后再团聚,才有可能将脉石及连生体清除出团聚体,实现选择性磁团聚分选。因此研究磁团聚体的破坏对选择性磁团聚分选机理及条件的选择具有重要意义。

破坏磁团聚体的力及破坏机理

决定磁团聚体破坏的内因是其抗剪强度,它是由形成磁团聚体的力及其大小、形状决定,其外因是流体的动力剪切或湍流脉动和障碍物的碰撞,即,流体的调整作用,当前者一

定时, 流体的调整作用起着重要作用。

搅拌叶轮的搅拌作用而产生的剪切力

在带有搅拌叶轮的选择性磁团聚分选设备中, 这种力是引起磁团聚体破坏的主要力。研究表明, 这种力的大小与搅拌的能量耗散有直接关系:

$$\tau_1 = K\theta^{0.1} \quad (4)$$

其中 τ_1 —搅拌剪切应力;

θ —能量耗散;

K —是与搅拌叶轮形式、直径及搅拌槽的结构有关的系数: $K \propto D^{1.2}$, D 为叶轮直径。

研究结果还表明, 当搅拌叶轮转速上升到一定值时, 能耗 θ 逐渐达到饱和, 因此剪切作用力将不再有很大的增大, 同时当搅拌速度增大时, 磁团聚体的粒度逐渐减少, 达到一定值时将不再减小。由于这种作用力而造成的磁团聚体的破坏称为劈裂模型。由于磁团聚力很大, 尤其是在选择性磁团聚分选设备的高磁场区 ($H = 150\text{Gs} \pm$), 磁团聚体的破坏主要是这种形式。

由于搅拌或水流剪切引起的水流湍流作用而引起的脉动力

在选择性磁团聚分选设备的低磁场区 ($H = 20 \sim 50\text{Gs}$), 在其高磁场中已形成的较大团聚体进入该区域后, 由于磁团聚力的急剧减小而松散成较小的团聚体, 在这些区域, 由于湍流而引起的脉动力将对磁团聚体的破坏有较大贡献:

$$\tau_2 \propto u_r = \sqrt{[u_{r(d+z)} - u_{rcx}]^2} \quad (5)$$

粒子本身的重力和粒子与介质间的粘性力

除了上面两种主要的力外, 这两种力也起一定的作用。

$$\tau_3 = mg/s \quad (6)$$

式中 τ_3 —重力引起的剪切力;

s —团聚体截面积;

$$\tau_4 = 6\pi\eta a/s \quad (7)$$

式中 η —矿浆的粘度;

τ_4 —由粘性作用而引力的剪切应力。

磁团聚体的破坏模型及选择性

在外部剪切力作用下, 当剪切力与团聚体的抗剪强度相等时, 磁团聚体的破坏和再团聚达到平衡, 团聚体达到一定的粒度, 即

$$\tau_B = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 + \tau_4 \quad (8)$$

式中 τ_B 为团聚体的抗剪强度。

$$\tau_B = a \cdot F \cdot n_c \cdot D_p \quad (9)$$

式中 a —为一系数, $a = \frac{1}{2} \sim \frac{1}{3}$;

F —粒子间的团聚力

$$F = 3.898DM^2D_p^2/(1-\theta)^{1.3};$$

n_c —单粒厚度的团聚体在单位面积内原始粒子间的接触数目;

D_p —粒子的原始直径;

D —退磁系数, 对球形粒子 $D = \frac{4}{3}\pi$ 。

由式(8)可以分析、计算影响团聚体粒度的因素。

在间歇磁场的选择性磁团聚分选设备中, 矿浆给入到磁场区, 其中的强磁性矿物发生磁团聚, 同时也有部分脉石及连生体夹杂进团聚体, 形成的磁团聚体粒度较大, 将发生沉降, 当其进入到低磁场区时, 磁团聚体松散, 在水流剪切和湍流脉动等的作用下, 磁团聚体被破坏, 在上升水流的清洗作用下, 脉石及连生体被清除出磁团聚体而随上升水流进入溢流尾矿排出, 磁性部分继续沉降并经过几次同样的反复, 从而形成选择性很好的磁团聚体从底流精矿排出。在带叶轮搅拌器的分选设备中发生的情况也很类似。这就是选择性磁团聚分选的基本原理。

应用研究

人工混合矿分选因素试验研究

采用纯度为 $T_{Fe} = 63.38\%$ 的 -100 目磁铁矿 (武钢程潮铁矿) 与 -100 目石英 1:1 配矿, 研究了影响选择性磁团聚分选的主要因素。

搅拌速度对分选结果的影响

图3是搅拌速度因素的试验结果。实验结果表明, 搅拌对精矿品位和回收率的影响都很大。当搅拌速度低时, 精矿品位很低, 说明形成的磁团聚体不能破坏, 从而选择性差。随着搅拌速度的增大, 品位上升很快, 但对回收率的影响很小, 说明能形成较理想的选择性磁团聚体。但当搅拌速度太高时, 回收率急剧下降, 一方面是因为形成的团聚体粒度减小, 另一方面上部矿浆中的团聚体受水流的强烈紊动扩散作用使得分选床层不稳定而进入尾矿, 从而回收率很低。对不同的设备高径比研究表明, 设备高时宜采用高的转速。

上升水速度对分选的影响

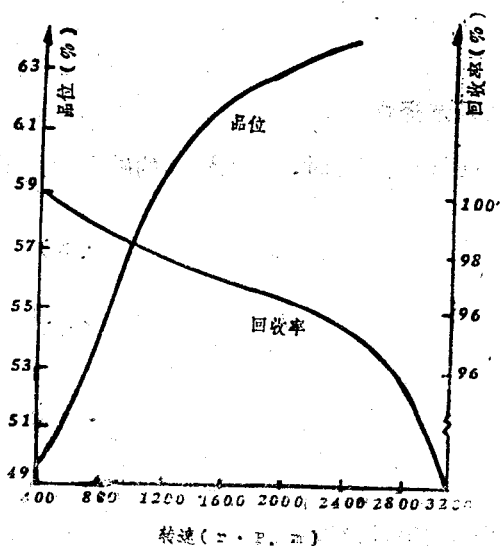


图3 搅拌速度对分选的影响

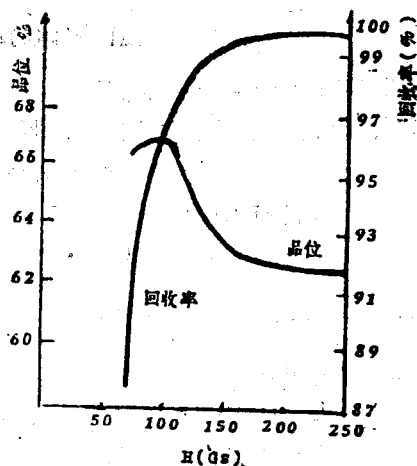


图4 磁场强度对分选的影响

表 1 列出了上升水速度对分选的影响实验结果。由于选择性磁团聚体与脉石的分离是利用其沉降速度的不同实现的, 因此上升水的作用很大, 随着上升水速度的增大, 精矿品位上升, 对 -100 目石英的干涉沉降速度计算表明, $v_{h_0} = 1.90$ 厘米/秒, 因此, 从实验结果看, 当上升水 $v = 1.80$ 厘米/秒时, 品位的上升渐至饱和, 这与计算的 v_{h_0} 是基本一致的。

磁场强度的影响

实验结果如图 4。当外加磁场达到 $75G_s$ 以上时, 就能达到分选回收, 当 H 达到 $150G_s$ 时, 回收率趋于饱和, 品位下降, 说明选择性磁团聚分选应采用低磁场 ($H = 150G_s \pm$)。

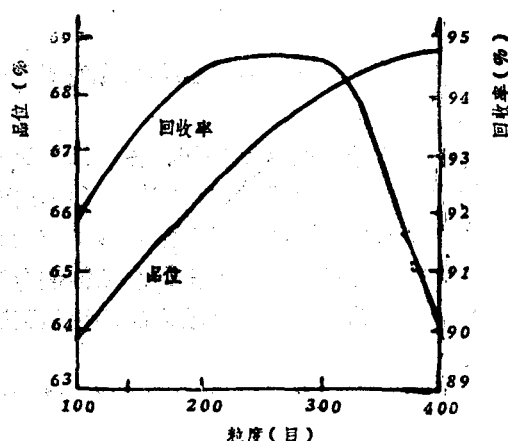


图 5 对粒度的适应性

回收率低的问题, 研究了添加部分粗粒的作用。试验结果如表 2。

其中细粒为 -400 目磁铁矿, 粗粒为 -100 + 200 目磁铁矿, 结果表明, 添加粗粒可以大大提高回收率, 并对品位也有所提高。

原矿分选研究

本研究对武钢程潮铁矿 ($\alpha_{Fe} = 27.00\%$)、鞍钢大孤山矿 ($\alpha_{Fe} = 35.00\%$)、首钢大石

河矿 ($\alpha_{Fe} = 27.00\%$) 原矿进行了分选对比研究, 结果如表 3。

表 3

	磨矿粒度	品位(%)	回收率(%)
程潮铁矿	75% - 200目	68.60	87.58
	65% - 400目	69.60	95.53
大孤山矿	75% - 200目	58.20	85.79
	100% - 200目	65.20	88.50
大石河矿	50% - 200目	56.80	79.56
	100% - 200目	64.20	87.15

表 1

上升水速度 (cm/s)	品位 (%)	回收率
0.85	52.40	99.25
1.25	58.60	97.18
1.80	65.40	93.11

粒度的适应性

本研究采用 -100 目、-200 目、-300 目、-400 目磁铁矿纯样分别与 -100 目石英纯样以 1:1 配矿, 研究了粒度的适应性, 试验结果如图 5 所示。

粒度愈细, 品位愈高, 粗粒时, 由于磁铁矿中含有粗粒富连生体不能排除, 品位所以低。而粗粒和细粒时回收率都低。粗粒时回收率低的原因是连生体进入尾矿, 而细粒时是因为形成的团聚体粒度小。针对细粒时

表 2

粗粒含量(%)	品位(%)	回收率(%)
0	68.80	89.56
5	69.00	92.61
10	69.40	95.94
20	69.64	97.84

调整剂在微细粒菱锰矿 磁种分选中的应用

〔武汉钢铁学院〕

潘涌璋 蒋朝澜

前 言

磁种分选法与浮选和选择性絮凝有相似的机理。因此,用某种调整剂预先对矿物进行处理,使分选具有更高的选择性。

根据磁种与矿粒的结合方式不同可以把磁种分选法分为凝聚磁种法、疏水团聚磁种法和高分子絮凝磁种法。在凝聚磁种法的研究中,Price^{[1][2]}采用水玻璃和六偏磷酸钠作调整剂,进行了粘土矿的分选。幸伟中等^[3]在赤铁矿凝聚磁种分选中采用六偏磷酸钠作调整剂。他们的实验结果都表明,在凝聚磁种分选中加调整剂是有意义的。但在团聚磁种法中对调整剂的作用进行详细地研究,目前还较为少见,而这方面的研究是具有较大的理论和实际意义

从试验结果看,选择性磁团聚分选法对武钢程潮铁矿的分选指标很好。

结 论

(1) 对磁团聚体的形成与破坏的研究表明,在选择性磁团聚分选设备的设计中关键是要造成磁团聚体形成之破坏的有利条件,从而保证较高的分选选择性。

(2) 该法具有所需磁场低、设备结构简单、造价低的优点,选择性好是其突出优点,很有希望在该设备中一次获得合格精矿(尤其是在经磁滑轮抛尾提高品位的情况下)。

(3) 对武钢程潮铁矿的分选获得了很满意的分选指标,对武钢程潮铁矿流程改造提供了初步试验资料和应用的可能性。

参 考 文 献

- [1] П.А.Ломовцев等《国外金属矿选矿》,1979, №6.
- [2] 蒋朝澜《磁凝聚作用》,武汉钢铁学院论文,1984.4.
- [3] Л.Ф.Рыков《Физико-технические ископаемых》,1982, №4 110~113.
- [4] L.Kuzev《World Mining Equipment》,1986. Vol.10.
- [6] 王成学等《磁团聚重选工业试验报告》,1985.
- [7] 罗德璋《矿产综合利用》,1988, №1.
- [8] 王成学《XVI IMPC》,1988.5.