



铝土矿选矿脱硅研究现状与展望

方启学¹, 黄国智¹, 郭建², 胡永平²

(¹北京矿冶研究总院, 北京 100044)

(²北京科技大学, 北京 100083)

摘要: 本文描述了我国铝土矿资源的特征, 详细地介绍了铝土矿选矿脱硅研究现状和最新进展, 分析了发展趋势。

关键词: 铝土矿; 选矿; 脱硅

中图分类号: TD952 文献标识码: A 文章编号: 1000-6532(2001)02-0026-06

1 我国铝土矿资源特征

铝土矿是氧化铝工业、耐火材料工业和建材工业等的重要原料。世界铝土矿资源丰富, 据估计^[1], 铝土矿储量为 245 亿 t, 而资源(包括储量和潜在储量)为 350~400 亿 t。主要分布于澳大利亚、几内亚、巴西、越南、牙买加、印度、苏里南、印尼、希腊及中国。矿石类型主要分为: 三水铝石型、一水软铝石型、一水硬铝石型及一水硬铝石——一水软铝石型。多数为三水铝石型, 其特点是: 铝低硅低, 铝硅比高, 氧化铁含量较高。

截止 1996 年底^[2], 我国 18 个省(区)310 个矿区保有铝土矿地质储量共 22.73 亿 t, 列居世界第四位, 预计资源总量可达 40 亿 t 以上。全国铝土矿铝硅比值分配数据列于附表。按美国矿务局公布的 1978~2000 年资源保证程度分类的标准衡量, 我国铝土矿资源属于供应十分充裕的矿种。因此完全具备发展氧化铝工业的资源条件。

我国铝土矿资源的主要特征为:

(1) 储量分布集中, 有利于建设; (2) 矿床

附表 全国铝土矿铝硅比值分配数据

铝硅比值	<4	4~6	6~7	7~9	9~10	>10	合计
矿区个数	75	145	36	36	8	7	307
储量比例/%	7.42	48.59	10.94	14.43	11.65	6.97	100.00

古老, 埋藏较深; (3) 绝大多数为高铝高硅低铁——一水硬铝石型, 矿石品位中等, 其平均品位为: Al_2O_3 63.11%, SiO_2 11.10%, Fe_2O_3 5.71%, A/S 5.71。与国外铝土矿资源相比, 我国铝土矿石铝高、硅高、铁低, 铝硅比较低; (4) 矿石中主要矿物嵌布粒度细小, 嵌镶关系密切, 洗选困难; (5) 多种矿物共生, 可综合利用。

2 铝土矿选矿脱硅工艺

2.1 化学选矿脱硅工艺

2.1.1 焙烧——氢氧化钠溶出脱硅工艺^[3]

铝土矿焙烧——氢氧化钠溶出脱硅工艺是对细粒级嵌布的或高岭石以微晶状的细小集合体与铝矿物紧密共生的难选铝土矿的一种有效脱硅方法。其工艺主要包括焙烧、溶出、固液分离和碱液再生等作业, 其原则流程见

收稿日期: 2000-03-23

作者简介: 方启学 (1962—), 男, 北京矿冶研究总院矿物工程研究所所长, 高级工程师, 博士, 从事矿物加工工程研究

图 1。

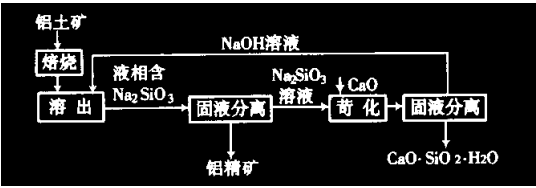


图 1 焙烧—氢氧化钠溶出脱硅原则流程

实验室研究结果表明：原矿粒度为一 0.15mm(以前多为矿块)，采用 HR—1 型高温管式焙烧炉焙烧，焙烧温度为 1000～1150℃，时间在 20～40min，溶出温度为 140～150℃时，液固比一般为 3～5，溶出时间 10～20min(或溶出温度 100℃以下时，液固比一般为 5～8，溶出时间 3～4h)，可获得较高的脱硅率。研究结果还表明，对脱硅有贡献的只是高岭石中的二氧化硅，矿石中原来存在的 α -SiO₂ 是不会被脱除的；溶出脱硅时被除去的是非晶态的 SiO₂。

前苏联采用焙烧—氢氧化钠溶出脱硅工艺，将原矿在 1000℃下焙烧 60min，然后用 10% 的苛性钠溶液浸取 2h，可使 77% 的 SiO₂ 脱除，而铝的回收率可达 96%～98%，A/S 可从 2.4 提高到 8.9～9.8。我国山东铝厂对含 Fe₂O₃ 4%，A/S4～5 的山西铝土矿，经 900～1100℃焙烧，用含碳酸钠的氢氧化钠溶液，在 0.294MPa 压力下浸出 15min，可使 A/S 达到 12～13。

2.1.2 氢氧化钠直接溶出—复合场分选脱硅工艺

氢氧化钠直接溶出—复合场分选脱硅工艺是根据高岭石和一水硬铝石在不同溶解温度溶解的特点以及水合铝硅酸钠与一水硬铝石颗粒在粒度、密度和复合场中的行为差异提出来的。其原则流程见图 2。

采用氢氧化钠直接溶出—复合场分选法处理山西孝义铝土矿^[4]，溶出后采用 SZ 复合场分选机分选，原矿 A/S5～7 时，可获得精矿 A/S11 以上，回收率达 80% 以上。研究同时发现：(1) 由于溶出粘度大，影响微细颗粒

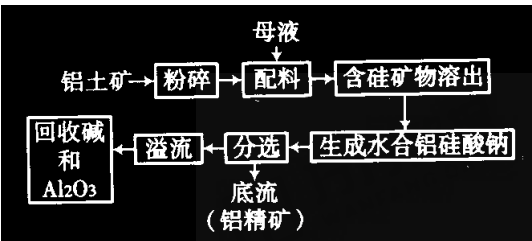
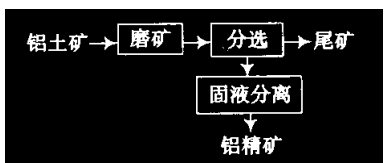


图 2 氢氧化钠直接溶出—分选脱硅工艺原则流程

与粗颗粒的分选(或分离)效率；(2) 脱硅效率与磨矿粒度关系密切；(3) 进一步提高脱硅效率，需研制对超细粒分离效率更高的分选设备。

2.2 物理选矿脱硅工艺

物理选矿脱硅工艺的特点是：以天然矿物形态除去含硅矿物，达到降低铝土矿矿石中的 SiO₂ 含量的目的。其原则流程见图 3。常见的物理脱硅工艺有^[5]洗矿、筛分、浮选和选择性絮凝等。研究较多的为浮选脱硅工艺。



3 物理选矿脱硅工艺原则流程

2.2.1 洗矿、筛分脱硅工艺

洗矿、筛分脱硅工艺是根据含硅矿物容易粉碎和泥化的特点，将矿石破碎后通过圆筒洗矿机、振筛机和水力旋流器等设备，除去细粒级，从而提高矿石的 A/S。一般适用于铝矿物嵌布粒度较粗、矿石含泥较高、泥含铝较低的三水铝石矿和个别一水硬铝石矿。通常矿石 A/S 提高幅度不大，回收率较低。

与洗矿筛分工艺类似的是，有人^[6]研究过一水硬铝石、高岭土粘土岩和褐铁矿的粉碎行为，发现在较长的磨矿时间下按粉碎难易程度的排列顺序为：一水硬铝石>褐铁矿>高岭石，采用柱形钢砂的选择粉碎作用较强。对原矿 A/S3.9 的一水硬铝石型铝土矿进行分选，得到 +0.043mm 粒级精矿 A/S 6.20，回收率为 73.8%，-0.043mm 粒级作

为尾矿。

2.2.2 选择性絮凝脱硅工艺

对嵌布粒度较细的一水软铝石矿,含泥较多时可采用选择性絮凝脱硅。矿石细磨至 $-5\mu\text{m}$ 占30%~40%,添加苏打、苛性钠、六偏磷酸钠等进行调浆分散,然后加聚丙烯酰胺聚合物絮凝剂进行选择性絮凝,使悬浮物与沉淀物分离,原矿 A/S2.75 可获得精矿 A/S5.0,回收率为60.1%^[5]。

2.2.3 反浮选脱硅工艺

铝土矿中一般硅矿物的含量远低于铝矿物的含量,依据浮少抑多的原则,反浮选是具有发展前途的方法。

美国、前苏联等研究表明,在矿浆 pH7~8 时,胺类阳离子捕收剂可有效地选出鲕状绿泥石等硅酸盐矿物,利用六偏磷酸钠有助于矿浆的分散。Ishchenko. V. V 等^[7]采用十二胺阳离子进行反浮选,原矿 A/S1.7~2.4 时,浮选搅拌速度为1750r/min,液固比为3,可获得精矿 A/S7 左右,精矿产率为27.40%。光谱研究发现:胺在高岭石和三水铝石表面静电吸附量不同,在中性和弱碱性溶液中胺以分子和离子态混合吸附在高岭石表面。

我国铝土矿反浮选脱硅工艺成功的实例未见报道,这可能与我国一水硬铝石型铝土矿的性质有关。其主要原因可能是:(1)含硅矿物种类繁多,矿物间存在一定的可浮性差异,反浮选脱硅实际上是要实现存在可浮性差异的多个含铝硅酸盐矿物的混合浮选;(2)含硅矿物嵌布粒度微细, $-15\mu\text{m}$ 粒级占40%~90%,解离后微细粒含铝硅酸盐类粘土矿物常规浮选时上浮率低;(3)含硅矿物多为层状结构,层面与端面存在电性差异,影响可浮性。

铝土矿反浮选脱硅工艺尚在进一步深入研究之中。

2.2.4 正浮选脱硅工艺

前苏联 70 年代的研究结果显示,以正浮

选工艺进行三水铝石型铝土矿选矿脱硅,原矿物 A/S3.06~4.2 时,可获得 A/S9~17 的精矿, Al_2O_3 回收率 40%~52%。1978 年我国海南岛某三水铝石型铝土矿正浮选脱硅结果为:原矿 A/S5.30 时,精矿 A/S8.32, Al_2O_3 回收率 72.94%。

自 60 年代以后,我国对一水硬铝石型铝土矿进行了大量的浮选脱硅试验研究^[6~18],一般磨矿细度为 95%—0.074mm,甚至更细,用碳酸钠和氢氧化钠调整 pH 至 9 左右,采用六偏磷酸钠、硅酸钠、腐植酸盐、木质素和硫化钠等作分散剂,常用氧化石腊皂与塔尔油(多为 4:1)或癸二酸下脚料等作捕收剂,流程多为二次粗选一次精选。山东、山西、河南等地一水硬铝石型铝土矿浮选脱硅研究结果为:原矿 A/S4.60~5.78 时,精矿 A/S8.09~9.23, Al_2O_3 回收率 71.12%~88.50%。

纯矿物的可浮性研究^[14]表明,采用油酸钠作捕收剂,pH9 左右, $-10\mu\text{m}$ 粒级高岭石的可浮性远高于粗粒级,上浮率达 80%左右,难免离子(如 Ca^{2+} 、 Fe^{3+} 、 Al^{3+} 等)对其有明显的活化作用,并且六偏磷酸钠对 $-10\mu\text{m}$ 粒级高岭石抑制作用相对较弱。

有人^[15]对水云母——一水硬铝石型铝土矿进行了浮选脱硅试验,含硅矿物以水云母(水白云母、伊利石)为主,其次为叶腊石和少量的高岭石、蒙脱石和绿泥石等。原矿 A/S 为 5.53,获得精矿 A/S10.35,回收率为 71.74%,比高岭石——一水硬铝石型铝土矿易分离,认为含硅矿物的可浮性顺序为:叶腊石>高岭石>水云母。

2.3 联合流程脱硅

前苏联采用筛选—磁选—浮选流程处理高岭石—三水铝石铝土矿,原矿为 Al_2O_3 24.4%, SiO_2 9.13%, Fe_2O_3 17.53%;经选别后可获得 Al_2O_3 精矿品位 49.8%,含 SiO_2 为 5.95%,A/S 为 8.4,铝回收率 58.8%的结果。此外,联合流程脱硅还有选择性碎解—选

择性絮凝处理高岭石——水软铝石型铝土矿,筛选—选择性碎解—絮凝处理鲕状绿泥石——水软铝石型铝土矿,选择性碎解—浮选法,选择性碎解—分级—浮选等。最近,人们又提出了重选—浮选、浮选—分级、选择性絮凝—脱泥—反浮选等等。选择性絮凝的成功与否关键在于找到合适的分散剂和絮凝剂。

此外,物理选矿脱硅工艺还有辐射选矿法(主要是光学法)等。前苏联用光电选矿法选别高岭石—三水铝石铝土矿,可获得 A/S 大于 9 的精矿;它对哈萨克斯坦铝土矿用辐射选矿法排除了富含在高岭石以及具有高导磁率和导电率的鲕状绿泥石中的二氧化硅,提高了 A/S 值。

2.4 生物选矿脱硅工艺^[16]

生物选矿脱硅工艺是有着良好前途的铝土矿脱硅方法。它能保证得到较高的工艺指标,并消除对环境的污染。生物选矿脱硅是以微生物分解硅酸盐和铝硅酸盐矿物,如细菌可以将一个高岭土分子破坏为氧化铝和二氧化硅,从而使二氧化硅转化为可溶物,而氧化铝不溶得以分离。哈萨克斯坦所进行的一个高岭石—三水铝石实验中,采用杆菌胶质类细菌对细泥和磁性产品浸出,浸出温度 28~30℃,液固比为 5,浸出时间为 9d,得到了约 62% 的脱硅率和 99% 的 Al_2O_3 回收率。V. I. Grondeva 采用 8 个菌种(其中 3 个为环状芽胞杆菌类,3 个为其实验室突变种,另 2 个是粘液芽胞杆菌类)对 5 种矿样进行了 5d 的脱硅试验,硅浸出率为 12.5%~73.6%,硅可能与细菌产生的外多糖类结合成络合物,使 SiO_2 转化为可溶物。21 世纪公认是生物技术高速发展的世纪,生物技术的进步将为细菌脱硅工艺奠定技术基础,克服浸出时间长等缺点。

铝土矿选矿脱硅研究在理论和实践方面均已取得了一些成果。脱硅—拜耳法溶出生产氧化铝与烧结法和联合法相比,有能耗低、投资省和生产成本低等优势,将成为我国一

水硬铝石型铝土矿生产氧化铝新型技术。

化学选矿脱硅工艺研究取得了一些新进展,但碱耗和成本较高,条件控制较严格,有较复杂的碱液再生流程,主体作业之间的衔接作业研究不多,如固液分离问题等。同时还缺乏对含叶腊石和伊利石较高的矿物的研究。生物选矿脱硅方法作为最有发展前途的方法,宜紧跟生物技术的发展加强研究,但现阶段的工艺技术尚不成熟,脱硅成本居高不下。我国铝土矿反浮选脱硅工艺成功的实例未见报道,研究工作难度大,这可能与我国一水硬铝石型铝土矿的性质有关。正浮选脱硅工艺是现阶段研究较为深入的一种工艺技术,在已有的脱硅工艺中经济技术指标较有发展潜力。其流程简单、可靠、易控制,能耗和成本低于其他脱硅工艺。该工艺技术实施需要的投资小,精矿成分稳定,还可取消氧化铝原料破碎、磨矿作业。

3 我国铝土矿选矿脱硅技术新进展^[17,18]

1996 年国家将“我国一水硬铝石型铝土矿生产氧化铝新工艺新技术研究”列为“九五”重点科技攻关项目。并完成了我国河南铝土矿的代表性矿样的采集、工艺矿物学研究、浮选脱硅新工艺、选矿精矿溶出性能及选冶联合工艺技术经济评价。对河南矿样进行了“阶段磨矿一次选别”、“阶段磨矿阶段选别”、“选择性聚团浮选”和“选择性磨矿—选择性聚团浮选”等多种选矿工艺流程的小试或扩大连选试验。结果表明:当原矿 A/S5.7 左右时,精矿 A/S 达到 11 以上,精矿粒度放粗到 82% 左右—0.074mm, Al_2O_3 回收率 90% 左右;对河南、山西其他几个不同地点、不同铝硅比矿样的验证试验结果表明,提出的选矿工艺具有良好的适应性;针对选矿精矿进行的拜耳法生产氧化铝工艺条件的系统试验研究结果显示,选矿精矿具有良好的溶出性能,氧化铝实际溶出率达到 88%~

89%；基于连选试验结果的技术经济分析研究表明，“铝土矿选矿脱硅—选矿精矿拜耳法溶出生产氧化铝”联合工艺（下称选矿—拜耳法）与混联法相比，建设投资节省 20% 左右，能耗降低 50% 左右，氧化铝制造成本降低 10% 左右，对于新厂建设和老厂技术改造均具有指导意义。

为了加速选矿—拜耳法的产业化进程，按计划进行了选矿脱硅工业试验，工业试验流程为“阶段磨矿一次选别”，药剂制度为以碳酸钠作为调整剂，HZT 作为分散剂，H2B 作为捕收剂。试验结果表明：（1）当选矿厂年处理原矿 1 260kt 时（按氧化铝厂年产氧化铝 600kt 计算），铝土矿选矿厂每 t 干原矿的选矿加工成本为 57.75 元，折合每 t 干精矿的选矿加工成本为 72.61 元。（2）选矿—拜耳法新工艺是合理利用我国丰富而廉价的铝土矿资源的一条新路，对现有氧化铝厂的技术改造，降低生产成本，在建工程的续建，扩建工程以及新建氧化铝工程均具有指导意义。以选矿脱硅—选矿精矿拜耳法生产氧化铝的建设方案，选用目前国内可以达到的生产指标进行比较分析的结果表明，选矿—拜耳法工艺由于流程简单，工程建设的投资总额比混联法低 16.4%；选矿—拜耳法工艺大幅度地节省了能源，总成本费用比混联法低 8.75%；选矿—拜耳法建设方案与混联法建设方案相比，净现值率高 0.16。

4 结 语

综上所述，关于铝土矿选矿脱硅技术国内外已经进行了大量的研究工作。一些工艺的技术指标令人鼓舞。综观我国铝土矿资源的特征及其选矿脱硅，可得到以下几点认识：

1. 我国铝土矿资源丰富，但质量不高。
2. 资源含硅高是制约我国氧化铝工业发展的瓶颈。
3. 正浮选脱硅工艺将是较有前途的铝土

矿选矿脱硅技术之一。

4. 最近，铝土矿选矿脱硅工业试验已经取得成功，不久将投入产业化。

〔参 考 文 献〕

- 1 赵祖德,姚良均,彭如清等编著. 世界铝土矿和氧化铝工业[M]. 北京:科学出版社,1994. 8
- 2 沈阳铝镁设计研究院. 全国铝土矿资源分析及综合技术经济评价[R]. 1998. 6
- 3 罗琳. 高硅—水硬铝石型铝土矿焙烧预脱硅工艺及过程动力学研究[D]. 长沙:中南大学,1997. 9
- 4 北京矿冶研究总院. 预脱硅分选—拜耳法的研究专题阶段总结报告[R]. 北京:北京矿冶研究总院,1997. 12
- 5 谢琨. 论铝土矿选矿的必要性和可行性[J]. 国外金属矿选矿,1991(7~8):69~76
- 6 张国祥,等. 一水硬铝石、高岭石粘土岩和褐铁矿粉碎性质的实验研究[J]. 中南矿冶学院学报,1982(3):75~82
- 7 黄国智,方启学,等. 铝土矿脱硅技术研究进展[J]. 轻金属,1999(5)
- 8 东北工学院. 铝土矿浮选[R]. 1973. 4
- 9 李耀吾,陈东. 一水硬铝石—高岭石型铝土矿选矿[J]. 金属学报,1979,15(3):319~322
- 10 李隆峰. 一水硬铝石型堆积铝土矿选矿脱硅除铁研究[J]. 中南矿冶学院学报,1980(4):82~84
- 11 沈阳铝镁设计研究院,东北工学院. 山西孝义克俄矿区铝土矿连续浮选试验报告[R]. 1972. 4
- 12 沈阳铝镁设计研究院,东北工学院. 山西孝义克俄矿区铝土矿浮选试验[R]. 1971. 7
- 13 东北工学院,沈阳铝镁设计研究院. 低品位铝土矿可选性试验[R]. 1971
- 14 程亚辉. 硕士研究生毕业论文[D]. 北京矿冶研究总院,1986. 9
- 15 刘逸超,等. 水云母—一水硬铝石型铝土矿浮选试验[J]. 有色金属,1984(1):11~13
- 16 V. I. Grondova et al. 铝土矿的微生物选矿[J]. 国外金属矿选矿,1989(11):9~11
- 17 北京矿冶研究总院. 铝土矿选矿脱硅新技术的研究扩大连选试验报告[R]. 1998. 6
- 18 中国长城铝业公司,北京矿冶研究总院,中南工业大学,沈阳铝镁设计研究院,郑州轻金属研究

Current Status and Development Trends of Desilication of Bauxite Ores by Mineral Separation

FANG Qi-xue¹, HUANG Guo-zhi¹, GUO Jian², HU Yong-ping²

(¹ Beijing General Research Institute of Mining and Metallurgy, Beijing, China)

(² Beijing University of Science and Technology, Beijing, China)

Abstract: This paper describes the characteristics of China bauxite resources and the challenges that we faced with, then the current status and recent developments of desilication of the bauxite ores by means of mineral separation have been introduced in details. Finally the development trends of the desilication were discussed.

Key words: 万方数据 Bauxite; Mineral separation; Desilication