

## 第 37 章 南美洲国家选矿

孙体昌 王金良 张 强 周桂英 汪顺才

(北京科技大学)

南美洲矿产资源十分丰富，最大的矿藏地带是从哥伦比亚南部到智利中部的安第斯山区<sup>[1]</sup>。早在 1540 年，西班牙人就在哥伦比亚发现了黄金，在玻利维亚发现了银矿。随后在安第斯山、山谷和邻近海岸的陆地上，在哥伦比亚开采了煤、石油和黄金，在厄瓜多尔发现了石油和黄金，秘鲁则生产铜、银、铅、锌、锑、钨、铋、锰、石油和黄金，玻利维亚出产锡、铜、锑、铋、钨和银，智利出产铜、钼、铁及少量的低等级煤。

智利具有丰富的铜矿资源。巴西高地有丰富的矿产，是世界上最大的铁矿石基地，此外，明那斯州还有很多钼和钨。委内瑞拉有大量的铁矿石，圭亚那高地则盛产黄金和宝石。

南美洲的其他地区，如巴西南部、阿根廷东部的石油，巴西东南部沿海的低等级煤，以及玻利维亚东部的天然气，亚马逊盆地有丰富的矿藏。此外，委内瑞拉的奥里诺科平原和哥伦比亚皆产石油。

近几年来，南美洲的选矿工作者，尤其是巴西和智利，在矿物加工领域进行大量的研究工作。研究的范围包括矿物加工理论及其技术开发，将矿物加工原理和一些技术特点应用于环保等，其研究的成果和思路对于我们的科研工作有巨大的帮助和启迪，值得我们学习和研究。

### 37.1 磨矿与分级

磨矿效率的评估可通过实际功指数与矿石功指数的比较来实现。智利 Casali 等人介绍了一种测定矿石可磨度的软性传感器 (estmol)。其中矿石功指数是根据矿石成分估计的，而矿石成分是通过矿石成分传感器 (acolito) 获得的，矿石成分传感器是通过输送带上矿石的试验获得的。通过对由彩色摄像机拍摄的样品图像的分析可以得到矿石的成分。用该套装置可以在线估计矿石的可磨度<sup>[2]</sup>。

智利 Yianatos 等人介绍了在磨矿作业中提高磨机生产能力的控制策略，并在工业磨机中进行了研发和评价。此控制策略是将水力旋流器沉砂排放的固体浓度优化，同时保持其粒度不变。其中的操作变量是磨机原矿固体给入比例控制器的预定值和旋流器泵池补加水水量控制器的预定值。试验是在智利某选矿厂的两个磨矿流程中进行的。试验结果表明，改进后磨机处理能力提高了 5%~12.5%，同时，水力旋流器溢流的产品粒度也在控制范围之内 (+150 $\mu\text{m}$  25%)<sup>[3]</sup>。

在以前的文献中，虽然有几个数学模型描述水力旋流器的工作特性，但只有少数适合于描述在小直径的水力旋流器（直径 75mm）中不遵循牛顿流体规律的矿浆的分级。巴西 Tavares 等人为得出一个适合于分级的矿浆流变学结果的数学模型，用不同固体浓度和化学环境的磷酸盐矿石的矿浆进行了试验，涵盖了较宽的流变学条件，包含了牛顿流体和非牛顿流体的条件范围<sup>[4]</sup>。对来自于文献的为估计水力旋流器的生产量和修正尺寸的半经验模型和水分离的经验模型提出了建议和/或进行了修改，目的是为了在这样极端的流变学条件下描述

分级。尤其应该引起注意的是作者发展了的和用于预测修正点的停留时间理论模型的应用。试验结果揭示出在所进行研究的条件下,水力旋流器的生产能力和分离精度都不受矿浆流变学的影响。另外,试验还发现,在直径为 50mm 和 25mm 的水力旋流器中,流变性对于建立修正分级粒度的模型是最重要的参数。

众所周知,减小矿石粒度的过程是低能效的。为了提高磨矿过程的能量利用效率,智利 Gaete-Garretton 等人介绍了一种利用超声波增强高压辊磨机能量利用效率的试验结果。通过在磨机的工作区域准确的施加超声波,可以使辊磨过程中所需的能耗显著的减少。施加超声波可以使轴的应力降低、所需的机械应力的降低可减少辊面的磨损速度。试验表明,用超声波技术提高辊磨机的效率是很有前途的方法<sup>[5]</sup>。

## 37.2 浮选理论与实践

### 37.2.1 浮选药剂及机理研究

巴西圣埃斯皮里图州 Cachoeiro de Itapemilim 石灰岩矿床的一个明显特点,就是它们具有很高的亮度值(国际标准协会 ISO 标准的 99%以上),因而这种原料适合于在造纸工业中应用。然而成问题的是,其中以硅酸盐矿物形式存在的不溶物含量很高(可达到 10%),而用于造纸原料的不溶物的含量不应超过 1%。威伦坎普 F. J. 进行了一些研究,以确定能否通过浮选法使这种石灰岩中的硅酸盐矿物含量降到所需的数值<sup>[6]</sup>。在使用 Hoechst 公司生产的 FlotiganEDA-B 作为捕收剂、胶凝淀粉作为抑制剂和甲基异丁基甲醇(MIBC)作为起泡剂进行浮选时,石灰岩在槽内产品的回收率达到了 75%和 85%之间,不溶物含量降到 0.5%以下。

巴西某地的矿床是重要的磷酸盐矿产资源,矿物学和选矿技术的特色结合对浮选的精矿品位提出了挑战。选矿厂最初的设计预计磷酸盐的回收率仅为 40%,由于两种主要的矿石,易碎矿石(伴生的主要脉石为硅酸盐)和较硬的粒状矿石(主要脉石矿物为含碳的脉石)的存在,必须寻找一条新的浮选路线。Barros 等人的浮选试验表明,处理不同种类的矿石需要各自不同的流程,粒状矿石必须采取一种新的药剂方案,需采取烃基等各类脂肪酸混合药剂作为捕收剂,而易碎矿石应视粗细粒度的不同,而采取相应的流程<sup>[7]</sup>。

巴西 Salum 等人用磁流体处理石英矿样,在石英表面上形成了胶体磁铁矿和木素磺酸铁沉淀这种沉淀,可以活化胺类捕收剂对石英的浮选,特别是在  $\text{pH} < 9.0$  和  $\text{pH} > 10.5$  时<sup>[8]</sup>。

秘鲁布拉托维奇等人对含有次生铜矿物的秘鲁劳拉复杂铜-铅-锌矿石进行了试验,以提高铜铅混合精矿铜铅分离指标的可能性<sup>[9]</sup>。正像处理铜-铅-锌矿石的秘鲁选矿厂一样,劳拉选矿厂原来用单一重铬酸钾法,由于矿石中存在次生铜矿物,该法效果不好。由于选矿厂位于海拔高(4300m)的地区,其他铜铅分离方法(如  $\text{SO}_2$ -淀粉和加热法)应用受到了限制。本研究中提出了一种新的铜铅分离方法,该法用于选矿厂后,选矿指标得到大幅度改善。该法用羧甲基纤维素(CMC)和磷酸盐( $\text{Na}_2\text{HPO}_4$ )与重铬酸盐和络合物作为铅矿物的新型抑制剂。除了选矿指标大幅度提高外,选矿厂尾矿溢流中六价铬离子含量降至选矿厂原来的 1/10。本文简单地叙述了新抑制剂的实验室试验和选矿厂工业试验结果。

为了从含金品位很低的黄铁矿和毒砂中回收金,巴西 Monte 等人通过使用各种方法,包括电极、矿浆电位、光谱学和微泡浮选试验,研究了黄铁矿和毒砂的氧化状态对含金硫化矿浮选的影响<sup>[10]</sup>。另外,在实验室型浮选机中,还考查了矿浆电位和药剂浓度对金和黄铁矿回收率的影响,同时证实了由于硫化矿物表面氧化物的存在,要想达到满意的硫化矿的回收率,必须具有较高的捕收剂浓度。黄铁矿和毒砂的电化学特性表明,在氮气的气氛状态下,

可导致较低的矿浆电位,这将抑制氧化物的形成,提高金和硫化物的回收率,虽然硫酸铜能够活化已氧化的硫化矿的表面,但它不能提高金的回收率。

巴西 Pavlovic 等人研究了玉米淀粉(直链淀粉和支链淀粉)的多糖成分(单体葡萄糖和二聚物麦芽糖)对赤铁矿和石英的抑制作用。利用红外光谱测定法、吸附等温线测定法和微泡浮选法研究了多糖成分对赤铁矿和石英的抑制效果试验。所有糖类的试验结果显示,糖类对于维持赤铁矿的亲水性是有效的,包括葡萄糖和麦芽糖。对于石英,当用胺类捕收剂时,糖类的作用仅仅是絮凝作用(主要通过支链淀粉)减少其可浮性,产生轻度的抑制效果。FTIR 研究证实了糖类强烈地吸附于赤铁矿表面,并且,无论是聚合体还是单体吸附,吸附后的糖类的光谱非常相似<sup>[11]</sup>。

巴西 Ribeiro 等人研究了漆树胶的物理化学特性,同时研究了其在磷酸盐矿物浮选中作为石灰石的抑制剂使用的性能。用红外光谱确定它们的官能团的方法来研究漆树胶和淀粉的特性。随后,用微泡浮选和浮选技术,漆树胶作为抑制剂,研究了一些方解石的物理化学特性。通过观察,比较两种物质的红外光谱。微泡浮选试验显示,随着漆树胶或淀粉浓度的增加,方解石的可浮性降低。石灰石的浮选证实了漆树胶的抑制可以把不溶残余物从添加抑制剂前的 10.5%降低到 0.6%,碳酸盐回收率可达 70%~80%<sup>[12]</sup>。

对于 Salobo 铜矿石选矿方法的研究始于 1978 年,并且研究一直在进行。此矿石中,铜是主要的次生矿物,如辉铜矿、斑铜矿和蓝铜矿,而且需要非常细的磨矿才能单体解离。巴西 Goncalves 等人的研究揭示了这些矿物在碱性 pH 范围和适度的氧化条件下可以受到迅速的氧化,其氧化产品可以吸附在矿物表面,改变它们的表面特性和浮选行为,也可以显著地改变矿物与捕收剂之间的相互作用机理<sup>[13]</sup>。这些变化削弱了浮选过程的效果,增加了捕收剂的消耗,增加了所需的浮选机体积和全部浮选过程的费用。研究了磨矿条件对浮选过程的影响,用不同的介质和磨机结构材料在实验室中进行了试验,目的在于评价矿浆电化能的影响和铁的氧化物和氢氧化物对于浮选响应的可能性。结果指出,磨矿过程显著地影响 Salobo 的矿石的浮选效果。达到最高铜回收率和最快浮选动力学的条件是用橡胶衬板的钢磨机和不锈钢介质。

在碳酸钾生产工业中,钾盐是用阳离子捕收剂从岩盐中选择性的浮选出来的。由于 KCl 和 NaCl 矿物的溶解度较高,浮选的过程不得不在这些盐的饱和溶液中进行,并且保持很高的捕收剂浓度。近些年来,巴西 Monte 等人较好地研究了涉及这一特殊的选择性浮选过程的机理,进行了在十二烷基胺吸附和浮选 KCl 过程中添加长链乙醇的影响研究<sup>[14]</sup>。通过添加己基醇和辛基醇可提高用十二烷基胺浮选氯化钾的效果,最好结果是在添加己基醇和辛基醇的浓度范围为  $(6\sim 8) \times 10^{-3} \text{ mol/L}$  时取得的。癸基醇对于氯化钾的浮选影响很小。对十二烷基胺溶液的表面张力与氯化钾浓度的关系以及在氯化钾饱和溶液中降低胺的临界胶束浓度进行了研究。在用十二烷基胺回收氯化钾过程中添加长链醇的作用也作了讨论。

巴西 Guimaraes 等人总结了用于火成岩磷酸盐矿石的浮选药剂的作用。用不同脂肪酸皂作为捕收剂,便宜的种类,如稻米和大豆的糠油,成功地取代了比较昂贵的塔尔油,作为磷灰石捕收剂的来源。合成的捕收剂,如 sarcosinate 和 sulphosuccinate 都在使用,作为捕收剂的同时也充当了起泡剂的角色<sup>[15]</sup>。玉米淀粉是脉石的抑制剂,很少有纯淀粉,多数都含有等于或高于 3%的油类,或许使用中不用再消泡。实际上,由于淀粉中含有的离子型脂肪酸皂有起泡作用,使其可以作为气泡控制剂,因此产生丰富的泡沫。非离子乙氧基表面活性剂也可用于控制系统的表面张力。在细粒磷灰石的浮选中,当有重晶石存在时,或者可用十六烷基硫酸钠预先浮选,或者在 pH12 进行抑制。

巴西 Araujo 等人回顾了用于铁矿石浮选药剂的作用<sup>[16]</sup>。脱泥和浮选阶段必须在 pH 尽可能低的条件下进行,以减少苏打的用量。到目前为止,醚胺是使用最多的捕收剂,醚胺中和

程度是一个重要的过程参数。用非极性油部分地取代胺,已成为有吸引力的发展方向,在其起泡剂作用上,部分胺也可被聚乙二醇取代。淀粉一直是氧化铁矿物最重要的抑制剂,很纯的玉米淀粉也许可以成功地被含有蛋白质的食品工业的产品代替。淀粉中油的含量高于1.8%可以抑制气泡产生。木薯淀粉若其产品产量达到了需要量,也可成为有吸引力的经济的选择。

对巴西 Itabirite 铁矿石,反浮选是最常用的选矿方法,在选别过程中淀粉用作氧化铁矿物的抑制剂,中链醋酸醚胺用作捕收剂,石英脉石被浮出。由于缺乏对这些药剂红外光谱(和其他相似的技术)的深入研究。因此,巴西 Lima RMF 等<sup>[17]</sup>进行了典型醋酸醚胺的红外光谱谱图的研究。为了区分阳离子胺离子的谱图与醋酸根阴离子的谱图,研究了癸基乙醚胺(decyletheramine)分子及其盐,用乙酸或盐酸中和到某种程度后,再单独确定阴离子谱图。利用这种方法,捕收剂分子中所有重要的官能团,包括  $\text{NH}_x$ 、 $\text{CH}_2$ 、 $\text{CH}_3$ 、 $-\text{O}-$ 和醋酸根离子的谱图都成功地被确定了。

巴西 Pereira 等人总结了氧化锌矿石的浮选,指出了氧化锌矿石的浮选通常用脂肪胺作为捕收剂,要使这种药剂的浮选有效,首先需要将矿石用硫化钠与苏打联合预先硫化才行。特别是在菱锌矿的浮选中,必须使用分散剂,捕收剂必须用燃料油和起泡剂乳化。这一浮选方法需要通过使用大量的药剂才能实现,在药剂制度中,每种药剂的比例必须经过仔细优化<sup>[18]</sup>。

巴西 Bravo 等人研究了含金粗颗粒的浮选效果与药剂浓度之间的相互关系,用一种品位很低的含金硫化矿石进行了试验。指出了为使颗粒具有较高程度的疏水复覆盖层,需要增加捕收的浓度,这有利于稳定颗粒-气泡集合体<sup>[19]</sup>。

### 37.2.2 浮选柱研究

巴西 Persechini 等人在中试厂中安装了装备有必要仪器的浮选柱(高 720cm,直径 5.1cm)以获取数据,由过程分析和试验数据导出对于浮选柱的线性多变量模型。浮选柱在水-气体系条件下操作,导出模型的目的是用来设计控制系统。此模型描述了控制变量(泡沫层厚度、偏流和精选带空气停留时间)和操作变量(冲洗水、充气量和非上浮部分流量),试验数据与模拟数据比较已经得到了验证。最后,给出了模型适用的条件<sup>[20]</sup>。

智利 Bergh 等人介绍了浮选柱的控制技术的趋势和现状。他们认为虽然许多浮选柱已安装在世界各地的选矿厂中,但是还有许多未解决的问题,总的来说包括缺少合适的仪表、缺乏操作过程知识、常常出现奇特的运行结果,总的来说,缺乏管理知识和数据处理。虽然局部目标的过程控制经常达到,然而,包括控制和信息系统的成熟的和新的技术应用相当缓慢。在不久的将来,期待智能技术的结合将解决许多的难题<sup>[21]</sup>。

在矿石和废水的处理过程中,利用大小不同的空气泡的过程,包括常规浮选(泡沫)和溶气浮选(DAF),詹姆森浮选槽和 Microcel 微泡浮选柱,近来引起了极大的兴趣。这些浮选过程由气泡和颗粒的物理特性支配,因此,有必要精确地研究产生的气泡的尺寸分布。巴西 Rodrigues 等<sup>[22]</sup>根据气泡的捕获(不运动),把显微镜方法与数字图像处理程序结合起来,开发了一种新的测量气泡尺寸分布的技术。此技术(LTM-BSizer)使用一个取样器截取浮选柱中上升的气泡,进入到一个特殊的观察室。当这些气泡减速和停止时用数字摄像机摄像,据此,关于运动气泡的共有难题,也就是调焦、照明、照相的速度和气泡重叠全部解决了。已获得的结果与已报导的一些有价值的用传统图像分析方法得到的结果十分吻合,并且,用这一技术获得准确的气泡尺寸分布结果方便、有效。同时还研究了一些对于影响气泡形成的操作参数。可以说,此研究中发明的测量气泡大小的技术,从理论和实践两方面将帮助了解

和改进 DAF、常规细粒和极细矿物的浮选。

浮选柱是一个多变量过程，它的主要控制目标是保证工艺指标的实现，以精矿中有价金属的品位和回收率来表征其指标。从控制技术角度出发的三个控制变量，在浮选柱生产过程中严重的影响着品位和回收率，它们是泡沫层厚度、精选层气体停留时间和偏流。三个操作变量包括冲洗水、充气量和非上浮部分的流量，在稳定操作条件中用来调整三个控制变量。巴西 Persechini 等<sup>[23]</sup>利用  $A3 \times 3$  转变功能矩阵来表征这一过程的动力学。通过运用这个转变功能矩阵，以得到的相应排列为基础的分析技术用于确定变量间的相互作用，帮助寻找控制变量和操作变量之间的适宜的匹配。

巴西 Sampaio 等人在实验室型浮选柱中进行了低品位铜矿（0.6%~0.7%Cu）的粗选浮选试验。为了创造一个有利于矿粒-气泡集合体上浮的环境，促进所有颗粒的浮选，使用了负偏流策略。对粗颗粒矿物（ $-84\mu\text{m}$  100%）的浮选，获得了超过 80% 的回收率，精矿品位约 2.7%。过程没有进行最优化，因此，取得更好的结果是可能的<sup>[24]</sup>。

### 37.2.3 数学模型与自动控制

智利 Casali 等人介绍了一个动态浮选模拟器，目的是为了设计和测试自动控制策略，为评价浮选过程的瞬时行为<sup>[25]</sup>。模拟器是根据从现象学的和经验的的关系得来的非线性动力学模型设计的。这一模型结合了一种新的描述各种矿物种类与气泡吸附过程的方法。模拟器为一个特别的浮选流程进行设计，并输入了选矿厂的实际数据，以便能重现选矿厂的质量和数量指标。使用了所有已验证和确认了的数据。由于过程有很高的随机性，模型动力学不得不用以选矿厂数据确定的 ARMAX 型模型来测试。用这些模型在稳定状态下和瞬时条件下，对选矿厂和模拟器的反响进行了比较。

分离曲线（矿物的回收率与产率的关系）已经用于描述实验室规模和工业选矿厂规模（粗选部分）的铜的浮选过程。为了解决按比例放大过程中存在的问题，智利 Yianatos 等人对粗选部分实际运行和实验室分批试验的相应的分离曲线进行了比较。比较在两种操作的最大分离效率点上进行。从而，确定了对于最佳技术分离的时间因素。然后，时间因素可与在两种操作规模中矿物回收率的比率一起用于动力学放大模型。在实际选矿厂中 10 个月期间记录的多个试验结果显示，从分批试验中得到的回收率可以按比例扩大到工业生产中，对于粗选来说可以得到很好的一致性，绝对误差在 1% 范围内。在实验室分批试验中，根据分离曲线评价了微粒大小和空气流量的影响。同样，评价了矿浆液面和颗粒粒度对工业浮选过程动力学的影响。同时，对由于矿物性质和操作条件变化导致的回收率的变化进行了估计<sup>[26]</sup>。

在矿业中，各种物料的特性可以利用图像分析方法获得的数据计算得。粒度测定方法有露天开采的废料堆的粒度分析、矿石在传送带上的在线粒度分析、显微镜的矿物学组成分析、矿石的矿物组成和浮选泡沫的在线分析等。在这些例子中，分析是在两维基础上进行的，然而，需要三维信息（测定体积或重量）。在许多情况下，首先获得的是一个区域的粒度分布，然后，经一个复杂的立体转换，获得必需的三维重量分布。智利 Vallebuona 等人介绍了一种通过测量面积来估算粒度质量立体分布的简单方法<sup>[27]</sup>。这个方法是从测量出的表面分布来计算重量三维分布的方程式发展而来的，改进了 Heywood 形状系数的方程式，并建立一个厚度模型。新方法已经由实验方法所验证，结果表明该方法简单而且结果令人满意。

智利 Cisternas 等人研发了一个为设计和改进矿物浮选回路的程序，此程序以带有析取方程的数学编程模型为基础。该模型符合混合整数线性规划模型（MILP），因而避免了非线性表示式<sup>[28]</sup>。该程序的特点是：①分成两级结构。第一个级别代表满足某一任务要求的处理系统；第二个级别代表为完成该系统任务所必须的设备流程。②为两级结构建立了数学模型，

其中包括设备的选择、质量平衡和操作条件。③目标函数是利润最大化。实践证明,这种方法对确定流程结构和选择操作条件是非常有用的。

过程的运行状况的在线监测和诊断系统正在成为工业生产的重要部分,推动了改善过程的运行状况,并因此提高了产品质量。在某些过程中,例如浮选,有许多高度相关的输入变量,这些特点通常给以模拟监测和诊断为目的的模型建立带来更多的困难。多变量统计预测方法被认为是有效处理这些情形的方法。智利 Bergh 等人研究论证了把上述方法用于浮选柱控制的可能性。文中论述了与变量有关的测量难题以及如何确定哪些变量使得过程偏离正常运行范围的问题。此外,利用这些技术对于修正运行中的问题给予了相当可观的信息<sup>[29]</sup>。

### 37.3 絮凝与浸出

巴西北部地区的大部分高岭土受带颜色的含钛的杂质所污染,常规的处理过程不能完全脱除  $\text{TiO}_2$ , 分选的难题主要是由于矿物的超细粒度造成的。Larroyd 等<sup>[30]</sup>研究了通过可溶性聚合物的选择性吸附而使高岭土达到纯化的方法。在此过程中,由于阴离子聚丙烯酰胺与含钛杂质的相互作用而产生絮团,通过沉降的办法,再将絮团从高岭土的悬浮液中分离出来<sup>[30]</sup>。

智利 Navarro 等人对使用硫代硫酸铵作为浸出剂从浮选精矿中提取金进行了研究。精矿中金的含量是 95g/t,但是,主要的矿物种类是黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿、砷黧铜矿和闪锌矿。研究的试验变量是:①Cu(II)浓度(0~6.5g/L),②硫代硫酸盐浓度(0.1~0.7mol/L);③pH(9~10);④矿浆浓度(10%~40%)。最好的金的浸出率(94%) 在 Cu(II)浓度 0.05mol/L、pH10 和 10%矿浆浓度条件下经 15h 反应后得到的,如果用氰化物也可以得到相同的浸出率,但需要约 46h 的反应后才能得到<sup>[31]</sup>。

智利 Navarro 等人研究了用锌作为金的沉淀剂,从硫代硫酸铵溶液中提取金的方法。研究的试验变量是:①pH(9~10.5);②硫代硫酸盐浓度(0.05~0.4mol/L);③温度(5~50℃);④向溶液中添加锌;⑤溶液中 Cu(II)浓度(0~0.05mol/L);⑥水溶液中 $[\text{NH}_3]/[\text{S}_2\text{O}_3^{2-}]$ 摩尔比。沉淀过程被认为是在扩散控制条件下进行。提出了金沉淀的一般机理<sup>[32]</sup>。

### 37.4 微生物药剂和植物提取金属的应用

在金矿开采过程中,难处理金精矿的生物预氧化作为氰化前的预处理手段是普遍一种替代的方法。细菌的作用去除了部分或全部的覆盖在金微粒表面的硫化物,促进了金的浸出。通常形成这些硫化层的硫化矿物是黄铁矿和毒砂,而硫砷铜矿很少。智利 Canales 等人的研究目的是建立一个为处理硫砷铜矿和黄铁矿含量高的精矿的连续生物氧化系统,并且评价停留时间(3~8d)和矿浆浓度(6%~24%)在过程中的影响。结果表明,由提取的 32%的铁(黄铁矿)和仅 2.4%的砷(硫砷铜矿)揭示出细菌的作用主要是针对黄铁矿。增加停留时间对生物氧化有积极的影响,同时,高浓度的矿浆对生物氧化有不利的影响<sup>[33]</sup>。

巴西 Mesquita 等人报道了微生物作为浮选药剂的可能性。他们对一种非致病疏水的暗红球菌(*Rhodococcus opacus*)作为赤铁矿-石英的浮选药剂进行了研究。用预先生物处理和不经预先处理的微泡浮选试验为基础、电泳迁移率和接触角测量、扫描电镜(SEM)进行了研究。微生物与矿物相互作用导致了矿物表面有显著的表面化学变化。用人工混合试样进行的微泡浮选试验表明,经过生物处理,浮选赤铁矿而抑制石英颗粒是可能的。经微生物作用的石英颗粒的浮选行为与接触角和动电学行为的变化,在试验的 pH 范围内可以用 DLVO 理论解释<sup>[34]</sup>。

微生物浸出黄铜矿 ( $\text{CuFeS}_2$ ) 对许多富含黄铜矿的矿石原料有潜在的应用前景, 已经引起了极大的关注。然而, 由于黄铜矿是最难被细菌作用的矿物之一, 因而微生物提取方法的效率是很有限的。为提高生物提取操作过程的效率, 对黄铜矿氧化阶段细菌作用的认识是非常重要的。巴西 Bevilacqua 等人用电化学阻抗光谱 (EIS) 和原子力显微镜 (AFM) 对大块黄铜矿电极由嗜酸的氧化亚铁硫杆菌作用的氧化分解过程进行了研究。大块黄铜矿电极用于 Tait 型电化学槽, 在酸性介质中, 对不同作用时间下有无细菌存在时进行了研究。阻抗图表中观察到的差异与细菌在矿物表面粘附的过程有关<sup>[35]</sup>。

从含有金属的土壤用生长的植物去除金属称为植物提取法。这一技术可用于土壤修复 (植物治疗法), 或用于产生经济效益 (植物采矿或植物回收)。金已经被作为生物采矿的候选金属。植物通常不能积累金, 金属必须是可溶的才能被植物提取。一些植物流出的自然碱液能迁移土壤中的金。巴西 Anderson 等人在实验室和温室下研究揭示了金的植物提取可应用碱液 (如氰化物和硫氰酸盐) 进行诱导。他们的初步模型预知, 收获的每公顷 10t 生物量 (干的) 中含金浓度为 100mg/kg (100g/t), 每公顷可生产 1kg 金是经济可行的。然而, 没有野外环境下对这种方法进行研究过。2003 年, 在巴西某地进行了金的植物提取的野外实地研究。用两种植物进行了试验, 测试了它们在含有 0.6g/t 金的氧化矿堆上生长, 吸附经氰化物和硫氰酸盐处理的金。实验室和温室实验表明, 用植物从每公顷土地回收 1kg 金的目标是可以实现的, 但矿石或土地中金的品位要达到至少 2g/t<sup>[36]</sup>。

### 37.5 环保及其相关研究

循环再生是使人类活动产生的废物最小化的重要环节。废物再利用的观念在最近几十年由于环境、经济和社会的因素已经日益强烈。在美国, 每年生产 750 亿磅塑料。不幸的是, 大多数的废弃塑料进入了垃圾填埋场, 在这里, 它们的分解过程需要 10 到 30 年时间。2000 年以前, 美国再生塑料的量约为其消费塑料废物的 5%; 然而, 如果能开发经济可行的处理方法来分选和加工含至少 50% 热塑性物料的废物, 废塑料的再生率可以达到 55%。浮选是最廉价和最广泛的用于分离化学性质相似的矿物的处理方法。浮选法与其他分离方法相比费用低。巴西 Marques 等人研究了 PVC 和 PET 混合物的泡沫浮选, 研究的参数是药剂、pH、调浆作用时间和颗粒粒度, 结果显示, 可以从 PET 中分选出了纯度 99.3% 的 PVC。另外研究中发现调浆时间对塑料浮选的选择性有很大影响, 调浆时间太长或太短选择性都变差, 特别是调浆时间超过 2h 时, 几乎没有选择性<sup>[37]</sup>。

砷是一种有毒的污染物, 在铜精矿中大约富集到 1%, 在这些铜精矿的处理过程中, 砷必须转变成可被环境接受的形式。智利 Riveris 等人开展了实验室试验, 以确定砷在排放的废弃矿渣中长期固定的可能性。在各种条件下用砷酸铁进行试验, 在加热到 900℃ 时基本上没有砷的流失, 然而在 1000℃ 以上砷酸铁快速分解并挥发。因此, 在约 1250℃ 时把砷以砷酸铁的形式固定在液态渣中是困难的, 因为在出渣过程中, 液体矿渣中的砷酸铁很快分解, 同时也随粉尘流失。尽管淋滤试验表明矿渣达到了环境排放的要求, 但是滤去的部分砷远远小于矿渣样和原始砷酸铁的含量<sup>[38]</sup>。

氰化物广泛地用于金矿石的处理中, 用于贵金属的提取和进一步的浓缩。由于在金的处理过程中使用高浓度的氰化物, 使其过程中产生的废水含有高浓度的游离氰化物和金属氰化物络合物, 这些物质使得废水的毒性很高。巴西 Miltzarek 等人进行了实验室研究, 研究的方法是利用通过向溶液中加入硫酸, 使 pH 显著降低的蒸馏设备<sup>[39]</sup>。因此, 氰化物不论是以自由形式还是金属化合物形式存在都转变为挥发性的, 并且由此产生的氰化氢气体被碱性溶液吸收而回收利用。这项研究工作的目的是认识在蒸馏过程中氰化物和金属之间的化学作用关

系。证明了氰化物的回收利用是可行的。氰化物的回收揭示,如果使用了回收利用包含在矿业污水中氰化物,那么,贵金属的加工将变得更加有效,同时工厂所在地环境条件得以改善。

处理含水的或含油的排放物是矿业和冶金工业所面对的一个非常严重的环境问题。主要的污染物有残留的药剂、粉末、化学制品、金属离子、油类、有机物和一些有价金属(Au、Pt、Ag)。浮选技术生产能力高和分离效率好而显示了巨大的潜力。可以断言,浮选法不久将成为矿业中处理这些废水的一项技术。巴西 Rubio 等人对于浮选在环境的应用方面进行了详细的讨论。报导了出现的有前途的技术和装置的实例,讨论了一些近期在含有重金属离子的水的处理和含乳化油的废水的处理方面的进展<sup>[40]</sup>。

巴西 Feris 等人报道了用颗粒吸附浮选法(adsorptive particulate flotation)去除污水中污染物的研究,其中包括所使用的新的吸附剂和浮选设备。在浮选过程中,污染物被吸附(和/或吸收)于载体粒子表面,离子载体和污染物分别吸附于上升的气泡上。研究的吸附剂有煤、木炭、选煤厂尾煤、改性的巴西蒙脱石和重晶石。人工合成或工业排放污水中所含的乳化油、染料和金属离子都可用不同的载体成功去除,所用的浮选方法包括溶气浮选法、诱导空气浮选法或射流浮选法。影响颗粒吸附浮选法效率的因素有载体与污染物重量比、载体的粒度分布和系统的流体力学特性等<sup>[41]</sup>。

从再生纸中去除油墨颗粒,在纸浆处理过程中是一个重要的步骤,因为这给予了原料产品适于再用的特性。虽然纸浆的脱墨通常在搅拌式浮选机中进行,空气与给料逆流给人,但最近的研究集中在无搅拌浮选柱和反应器/分离器上。巴西 Costa 等人用溶气浮选法去除报纸中的油墨,并和诱导空气浮选法进行了比较。在浮选处理前,旧报纸先用物理的和化学处理方法使油墨与纸浆分离。浮选试验的药剂包括油酸钙、氯化钙、油酸钠、十二烷基硫酸钠和苯基十二烷基硫酸钠。试验结果表明,同时添加油酸钙和十二烷基硫酸钠,油墨去除很有效<sup>[42]</sup>。

智利采矿业产生了大量的固体废弃物,它们大多留存在尾矿库中。由于库坝故障或自然渗透进入地下水和河流中而引起了各界的广泛关注。Hansen 等人的 9 个实验室电渗析回收铜矿尾矿中铜的实验结果显示,在 21d 内,当尾矿水中电位梯度高于 2V/cm 时,电流可以从有水存在的尾矿中迁移铜。如果添加硫酸,此过程得到了加强,因为当 pH 大约降至 4 时,铜被释放到溶液中。而且,随尾矿的酸性化,电位梯度低于 2V/cm。在额外添加硫酸,20V 电压条件下,21d 内处理 1.8kg 尾矿(干重),大量铜迁移到阳极,最大回收率达到了 53%。此外,酸性尾矿的铜回收率随时间成比例上升<sup>[43]</sup>。

## 37.6 其他

为了寻找工业浮选过程的最佳控制方法,智利 Yianatos 等人对一个工业浮选流程进行了研究。此流程由 5 个平行的粗选系列,每个系列有容积 42.5m<sup>3</sup> 的 9 个浮选槽。空气流量通过浮选机横截面积的气体流速直接用简单的装置测量获得,此装置可连续测量局部气体流速。气体流速范围在 0.8~1.2cm<sup>3</sup>/s 之间,气体的停留时间用一个矿浆取样器测量。气泡粒度分布用 UCT 气泡粒度分析器测量,平均气泡粒度与分布是直接观察靠近矿浆/泡沫界面处的气泡大小进行比较。观察到的气泡大小平均 Sauter 直径为 0.9~1.1mm。液体和固相的有效停留时间用放射性示踪剂以停留时间分布(RTD)测量法来评价。平均固体停留时间比平均液体停留时间低 5%<sup>[44]</sup>。

矿物可浮的粒度上限在浮选过程中是一个非常重要的参数。众所周知,当颗粒粒度接近这个粒度上限时浮选效果急剧变差。巴西 Rodrigues 等人对于在微泡浮选试验中寻找对浮选

粗颗粒最适合的水力条件进行了研究。为了达到这一目标,一些水力参数 ( $Re$ 、 $Fr$ 、 $We$  和  $Po$  参数) 对于粗粒玻璃球 ( $0.417\sim 0.589\text{mm}$  和  $0.208\sim 0.295\text{mm}$ ) 和石英颗粒 ( $0.208\sim 0.295\text{mm}$ ) 在微泡浮选过程的影响,在  $\text{pH}10$  时以醋酸酰胺 ( $75\text{mg/L}$ ) 为捕收剂的条件下进行了研究。结果发现,在水力条件为  $3000 < Re < 8000$  时浮选效果最好 (回收率接近  $100\%$ ),水流太平静和湍流太强烈时浮选效果都变差<sup>[45]</sup>。

秘鲁波姆比拉介绍了尼尔森选矿机在秘鲁 BHP Tintaya 铜-金选矿厂中的应用。该厂日处理  $1.75$  万  $\text{t}$  含铜硫化矿石。选矿厂给矿含  $1.60\%\text{Cu}$  和  $0.35\text{g/t Au}$ 。选矿厂浮选回路铜的回收率为  $90\%$ ,金的回收率为  $60\%$ 。尼尔森选矿机对一段磨矿回路中的循环负荷进行重选,可使整个选矿厂的金回收率提高  $5\%$ 。研究了流态化水流量、给矿流量和富集循环持续时间对金重选指标的影响<sup>[46]</sup>。

智利 Garrido 等人研发了一种设计和模拟分批和连续浓缩沉降过程的软件。这个程序可以计算出在给定的给矿速度条件下所需的浓缩机的面积。输入量包括固体给入速度和必需的沉砂浓度以及其他浓缩参数<sup>[47]</sup>。

巴西 Kahn 等人为了确定铝矾土中存在的含铁矿物的种类和降低铁含量的可能性,对从 Porto Trombetas 取的细粒和超细粒的铝矾土样品进行了研究。这些样品由  $63\%\sim 38\%$  的水铝矿、 $23\%\sim 21\%$  的氢氧化铁 (基本上是赤铁矿和针铁矿)、 $3\%\sim 4\%$  的黏土矿物和少量的石英、锐钛矿、锆石等组成。显微镜研究显示,铁与水铝矿非常亲密的共生在一起;分散的赤铁矿——针铁矿颗粒占据铁含量的  $50\%\sim 60\%$ 。矿物分选用磁流体和重液分别进行了研究;磁选和重选的分选性曲线显示,在保证铝矾土的高的回收率条件下显著地降低铁含量是可能的。研究显示,细粒和超细粒的铝矾土产品,分别含  $\text{Fe}_2\text{O}_3$   $8\%$  和  $6\%$  (总的  $\text{Al}_2\text{O}_3$  为  $53\%\sim 55\%$ ),用重选和磁选分离后铝的回收率可达到约  $90\%$ <sup>[48]</sup>。

## 参 考 文 献

- 1 第九届全国选矿年评学术会议论文集. 有色金属选矿部分增刊, 2001, 306~312
- 2 Casali A, et al. Grindability Soft-Sensors Based on Lithological Composition and On-Line Measurements [J]. Minerals Engineering, 2001, 14(7): 689~700
- 3 Yianatos J B, et al. Grinding Capacity Enhancement by Solid Concentration Control of Hydrocyclone Underflow [J]. Minerals Engineering, 2002(15): 317~323
- 4 Tavares L M, et al. Modeling Classification in Small-Diameter Hydrocyclones under Variable Rheological Conditions [J]. Minerals Engineering, 2002, (15): 613~622
- 5 Gaete-Garretton L, et al. Development of an Ultrasonic High-Pressure Roller Press [J]. Chemical Engineering Science, 2003, (58): 4317~4322
- 6 威伦坎普 F J. 用浮选法从石灰岩中分离硅酸盐 [J]. 国外金属矿选矿, 2001(6), 14~17
- 7 Barros L A F, et al. Plant Practice Innovations in a Phosphate Concentrator [J]. Minerals Engineering, 2001, 14(1): 117~121
- 8 Salum M J G, et al. Quartz surface Contamination due to its Processing in the Magstream Model 100 [J]. Minerals Engineering, 2001, 14(11): 1537~1539
- 9 布拉托维奇 S. 等. 秘鲁劳拉选矿厂新铜铅分离法的研究和应用 [J]. 国外金属矿选矿, 2002, (3): 21~25
- 10 Monte M B M, et al. The Influence of the Oxidation State of Pyrite and Arsenopyrite on the Flotation of an Auriferous Sulphide Ore [J]. Minerals Engineering, 2002, (15): 1113~1120
- 11 Pavlovic S, et al. Adsorption of Starch, Amylase, Amylopectin and Glucose Monomer and their Effect on the Flotation of Hematite and Quartz [J]. Minerals Engineering, 2003, (16): 1117~1122
- 12 Ribeiro R C C, et al. Cashew Gum; a New Depressor for Limestone in the Phosphate Minerals Flotation [J]. Minerals Engineering, 2003, (16): 873~875
- 13 Goncalves K L C, et al. The Effect of Grinding Conditions on the Flotation of a Sulphide Copper Ore [J]. Minerals Engineering, 2003, (16): 1213~1216

- 14 Monte M B M, et al. Flotation of Sylvite with Dodecylamine and the Effect of Added Long Chain Alcohols [J]. Minerals Engineering, 2004, (17): 425~430
- 15 Guimaraes R C, et al. Reagents in Igneous Phosphate Ores Flotation [J]. Minerals Engineering, 2005, (18): 199~204
- 16 Araujo A C, et al. Reagents in Iron Ores Flotation [J]. Minerals Engineering, 2005, (18): 219~224
- 17 Lima R M F, et al. The Infrared Spectra of Amine Collectors Used in the Flotation of Iron Ores [J]. Minerals Engineering, 2005, (18): 267~273
- 18 Pereira C A, et al. Reagents in Calamine Zinc Ores Flotation [J]. Minerals Engineering, 2005, (18): 275~277
- 19 Bravo S V C, et al. The Influence of Particle Size and Collector on the Flotation of a very low Grade Auriferous Ore [J]. Minerals Engineering, 2005, (18): 459~461
- 20 Persechini M A M, et al. Dynamic Model of a Flotation Column [J]. Minerals Engineering, 2000, 13(14~15): 1465~1481
- 21 Bergh L G, et al. Flotation Column Automation: State of the Art [J]. Control Engineering Practice, 2003, (11): 67~72
- 22 Rodrigues R T, et al. New Basis for Measuring the Size Distribution of Bubbles [J]. Minerals Engineering, 2003, (16): 757~765
- 23 Persechini M A M, et al. Control Strategy for a Column Flotation Process [J]. Control Engineering Practice, 2004, (12): 963~975
- 24 Sampaio C H, et al. Rougher Flotation of Copper Minerals in Columns [J]. Minerals Engineering, 2005, (18): 731~733
- 25 Casali A, et al. Dynamic Simulator of a rougher Flotation Circuit for a Copper Sulphide Ore [J]. Minerals Engineering, 2002, (15): 253~262
- 26 Yianatos J B, et al. Flotation Scale up: Use of Separability Curves [J]. Minerals Engineering, 2003, (16): 347~352
- 27 Vallebuona G, et al. A Procedure to Estimate Weight Particle Distributions from Area Measurements [J]. Minerals Engineering, 2003, (16): 323~329
- 28 Cisternas L A, et al. A MILP Model for the Design of Mineral Flotation Circuits [J]. Int. J. Miner. Process, 2004, (74): 121~131
- 29 Bergh L G, et al. Multivariate Projection Methods Applied to Flotation Columns [J]. Minerals Engineering, 2005, (18): 721~723
- 30 Larroyd F, et al. Purification of North Brazilian Kaolin by Selective Flocculation [J]. Minerals Engineering, 2002, (15): 1191~1192
- 31 Navarro P, et al. On the Use of Ammoniacal/Ammonium Thiosulphate for Gold Extraction from a Concentrate [J]. Hydrometallurgy, 2002, (65): 37~42
- 32 Navarro P, et al. On the Use of Zinc for Gold Cementation from Ammoniacal-Thiosulphate Solutions [J]. Minerals Engineering, 2004, (17): 825~831
- 33 Canales C, et al. Laboratory-scale Continuous Bio-oxidation of a Gold Concentrate of High Pyrite and Enargite Content [J]. Process Biochemistry, 2002, (37): 1051~1055
- 34 Mesquita L M S, et al. Interaction of a Hydrophobic Bacterium Strain in a Hematite-Quartz Flotation System [J]. Int. Miner. Process, 2003, (71): 31~44
- 35 Bevilacqua D, et al. Oxidative Dissolution of Chalcopyrite by Acidithiobacillus Ferroxidans Analyzed by Electrochemical Impedance Spectroscopy and Atomic Force Microscopy [J]. Bioelectrochemistry, 2004, (64): 79~84
- 36 Christopher Anderson, et al. A Field Demonstration of Gold Phytoextraction Technology [J]. Minerals Engineering, 2005, (18): 385~392
- 37 Marques G A, et al. Use of Froth Flotation to Separate PVC/PET Mixtures [J]. Waste Management, 2000, (20): 265~269
- 38 Riveris G, et al. Disposal of Arsenic in Copper Discharge Slags [J]. Journal of Hazardous Materials, 2000, (77): 241~252
- 39 Miltzarek G L, et al. Cyanide Recovery in Hydrometallurgical Plants: Use of Synthetic Solutions Constituted by Metallic Cyanide Complexes [J]. Minerals Engineering, 2002, (15): 75~82
- 40 Rubio J, et al. Overview of Flotation as a Wastewater Treatment Technique [J]. Minerals Engineering, 2002, (15): 139~155
- 41 Feris L A, et al. Advances in the Adsorptive Particulate Flotation Process [J]. Int. J. Miner. Process, 2004, (74):

101~106

- 42 Costa C A, et al. Deinking Flotation; Influence of Calcium Soap and Surface-active Substances [J]. Minerals Engineering, 2005, (18): 59~64
- 43 Hansen H K, et al. Electrodialytic Remediation of Copper Mine Tailings [J]. Journal of Hazardous Materials, 2005, (B117): 179~182
- 44 Yianatos J, et al. Hydrodynamic and Metallurgical Characterization of Industrial Flotation Banks for Control Purposes [J]. Minerals Engineering, 2001, 14 (9): 1033~1046
- 45 Rodrigues W J, et al. Hydrodynamic Dimensionless Parameters and their Influence on Flotation Performance of Coarse Particles [J]. Minerals Engineering, 2001, 14(9): 1047~1054
- 46 波姆比拉 V C. 秘鲁 BHP Tintaya 选矿厂铜回路中的金重选回收 [J]. 国外金属矿选矿, 2003, (5): 24~27
- 47 Garrido P, et al. Software for the Design and Simulation of gravity Thickeners [J]. Minerals Engineering, 2003(16): 85~92
- 48 Kahn H, et al. Characterization of Bauxite Fines Aiming to Minimize their Iron Content [J]. Minerals Engineering, 2003, (16): 1313~1315