

第三届选矿年评报告文集

# 选矿年评

(内部资料 注意保存)

中国选矿科技情报网  
中国金属学会选矿学术委员会  
中国有色金属学会选矿学术委员会  
北京金属学会  
北京矿冶研究总院  
一九八五年二月

## 编者的话

中国选矿科技情报网，中国金属学会选矿学术委员会，中国有色金属学会选矿学术委员会，北京金属学会和北京矿冶研究总院将在最近联合召开第三届选矿年评报告会，现将报告会的年评报告和论文编印成集。本着“文责自负”的原则，对收入的文章，除个别文字外，编者未作修改。

# 目 录

一、选矿年评	中南矿冶学院	陈荃等	(1)
二、矿种年评			(66)
铜选矿年评	西北矿冶研究所	李金荣	(66)
铅锌选矿年评	东北工学院	薛问亚	(79)
钨选矿年评	赣州有色冶金研究所	邓芳超	(90)
锡选矿年评	昆明工学院	杨德森等	(99)
钼选矿年评	北京有色冶金设计研究总院情报室		(106)
镍选矿年评	北京矿冶研究总院	刘振中	(121)
黄金选矿年评	长春黄金研究所	王岚	(137)
锰选矿年评	长沙黑色冶金矿山设计研究院	冶金部锰矿技术委员会	(151)
稀土选矿年评	包头冶金研究所	曾兴兰	(169)
铁矿选矿述评	马鞍山矿山研究院	孙时元等	(181)
国外化工矿选矿年评	化工矿山设计研究院	张树立	(200)
非金属选矿年评	武汉建材学院	石大鑫	(218)
三、专题年评			(225)
破碎磨矿年评	东北工学院	陈炳辰等	(225)
选矿设备年评	长沙有色冶金设计研究院	曹永稀	(244)
选矿药剂年评	长沙矿冶研究院	见百熙	(253)
辐射分选年评	核工业部北京第五研究所	张登福	(264)
选矿数模年评	北京矿冶研究总院	陈子鸣	(272)
环境及废水处理年评	中南矿冶学院	薛玉兰	(292)
磨矿钢耗年评	北京钢铁学院	杨忠高	(304)
国外对海洋矿物资源开发利用现状及近远期预测	冶金部情报总所	盛桂浓	(318)
选矿预测与对策	中南矿冶学院	李松仁	(329)

# 选矿年评

(1982~1983年)

中南矿冶学院选矿教学教研室\*

## 一、破碎、筛分与磨矿、分级

矿石粉碎过程的改善,是选矿厂实现增产节能,提高经济效益十分重要的一环,愈来愈为国内外所高度重视。

在加拿大多伦多市1982年10月举行的第十四届国际选矿会议上发表的113篇的论文中,仅磨矿就占了10篇<sup>[1,2,3]</sup>,成为九个技术分组之一。其中介绍自磨机、半自磨机、球磨机和离心磨矿机的生产使用经验和各项研究成果的七篇,球磨机处理量一篇,模拟和放大的两篇。许多国家也召开了有关破碎、筛分与磨矿、分级方面的技术讨论会议,对改善矿石的粉碎过程从理论和实践方面进行探讨和交流。仅日本就先后召开了“第五次破碎、磨碎新技术讨论会”<sup>[4]</sup>、“矿山、冶炼厂厂家会议”、“春季研究、生产成果发表讲演会”<sup>[5]</sup>、“第十七次粉体技术讨论会”<sup>[6]</sup>等多次会议。在我国,1983年先后召开了两次规模较大的磨矿方面的会议,一次是黑色金属矿山情报网、金属矿山编辑部联合召开的“磨矿分级技术经验交流会”,会议收到论文五十多篇<sup>[7]</sup>;另一次是中国金属学会召开的“第二届全国破碎磨碎学术会议”,收到论文72篇,大会宣读48篇,并举办了10个专题讲座,参加人数达303人<sup>[8]</sup>。

选矿厂矿石粉碎作业的能耗和钢耗都很高。据报导,苏联每年用于粉碎磨料、陶瓷、耐火材料、矿物肥料、水泥的电能在60亿度以上,价值13.32亿卢布<sup>[9]</sup>,为美国用于粉碎能量的一倍左右<sup>[10,11]</sup>。钢耗,在苏联仅黑色冶金工业部有关企业,每年达40万吨钢用于磨矿介质<sup>[12]</sup>。仅就湿磨而言<sup>[13]</sup>,美国每年27.6万吨,世界上其他地区达55.1万吨。在我国,据调查,1980年黑色金属选矿厂碎磨耗电20亿度,耗钢30多万吨<sup>[7,14]</sup>。随着矿石的贫细杂,往往要求更细的细磨矿,会使能耗和钢耗更为增加。据报导,目前全世界生产的电能的5%消耗于粉碎各种物料<sup>[15]</sup>。

由于节能措施的采用,一些国家获得了明显的经济效益。加拿大矿业协会能源特别工作组最近一次会议宣布,自从1976年以来,通过提高能源效率,加拿大约有20家主要矿业公司共节约能源费用3亿美元<sup>[16]</sup>。

多碎少磨,据英国皇家矿业学院(Royal School of Mines)Cohen, H.E.最近统计,破碎功耗为0.2—1.0瓦·时/吨,远低于磨矿功耗(2.5—8.5瓦·时/吨)<sup>[17]</sup>,已成为许多国家改善矿石粉碎过程,提高经济效益所追求的重要目标。研制新型高效破碎机,一段破碎代替几段破碎是方向。继美国Babbittless公司设计制造的型号为BS 704 UF 超细旋回破碎

\*参加编写的有,陈葆、朱建光、刘永之、黄煜、王旋佐、张国祥、陈大举、金华受、陈万雄、徐秉权、刘树胎、李柏淡、苏震等,最后由陈葆统一定稿。

机<sup>[10,11]</sup>之后,经过多年的努力,在选矿实践中苏联第一次试制成功一种新型的大号圆锥破碎机 $\phi 1750$ 毫米(型号Кил—1750)惯性破碎机<sup>[18,19]</sup>。该破碎机能破碎坚硬抗磨的矿石,破碎比为达15—20。当给矿粒度为100毫米,在开路条件下可为磨机提供90%8—10毫米的破碎产品。该机可用于中型选矿厂。正在研制大一号的 $\phi 2200$ 惯性圆锥破碎机(Кил—2200)将能满足大型选矿厂的需要。反击式破碎机早为西德所首创,又再度兴起,可能归因于节能,最近也取得了进展。新设计制造的AP—PKM1615型反击式破碎机<sup>[20]</sup>能使迄今几乎都是通过多段破碎生产的硬岩与砾石只经一道反击破碎获得破碎最终产品,供给磨机。该机转子直径1600毫米,转子宽度1500毫米,转子速度44米/秒,机重75吨,电机功率400瓩。这种破碎机的能耗较低,破碎玄武岩所需功率仅为1.0度/吨,生产费用也低,一次反击破碎流程的操作费用为常规多段破碎流程的75%。此外,苏联从1980年起重新编制了沿用过十多年的圆锥破碎机的ГОСТ6937—69标准,从1983年1月开始执行,预计全部采用新标准后其经济效益每年为400万卢布。在我国某厂实施破碎与磨碎能耗的合理分配,充分挖掘粗碎潜力,合理调整和分配各段作业的破碎比,从原来粗、中、细碎破碎比为3.3, 3.0, 3.0调整为5.45, 2.2和2.5,从而使处理能力由9.5—100吨/时提高到105—110吨/时。<sup>[20]</sup>

强化矿石准备过程,也是实现多碎少磨的又一手段。矿石的粉碎过程要求将爆破—碎矿—磨矿三者视为一体综合考虑。因此,国外许多大型矿山在露天采场和井下都增设了移动式破碎设备,以强化矿石的准备过程和提高矿石的回采率,取得更好的经济效益。苏联北部预选公司阿诺夫斯克露天矿对各块段爆破的矿石测定了块度,研究了机械碎矿对产品粒度的影响,该矿分别采用ККл—1500/180及БКл—1200/200破碎机,构成由汽车、胶带运输机及破碎转运站组成的两条生产作业线。研究表明,+100毫米级别产率减少会降低自磨机效率,增加200—1200毫米级别又导致破碎机工作指标降低,КБКл的生产率低于ККл。但前者处理能力不随给入矿石块度的变化而变化,单位能耗亦低15%,且-200毫米级别产率高10—15%,有利于下一段自磨机的磨矿,从而决定采用КБКл—1200/200破碎机来强化该矿的矿石准备过程<sup>[21]</sup>。在美国曾经盛行一时的从采场到选矿厂用大型汽车运输已逐渐消失了。据统计<sup>[22]</sup>汽车运输费用一般占整个采矿费用的50%,而其中80%的费用又花在燃料、润滑、轮胎及工资,特别是能源危机所致,有强烈倾向采用皮带运输系统。而皮带运输机又不能运送过大块,因此形成露天坑内破碎机—皮带运输系统(in Pit Crusher—Conuegor System)。用移动式破碎机在露天坑就地破碎后进入皮带运输机,开始只限于颚式破碎机,最近也有用旋回破碎机,最大的台时处理能力达4000吨<sup>[23]</sup>,有一台给矿机,一条排矿皮带配合,构成移动式破碎装置,总重量达2000吨,在美国阿利桑纳州一大型铜矿安装投产。美国矿业局根据地下硬岩矿山和开采的具体条件,一直在研究井下移动式破碎机,用于采场就地破碎矿石,使之适合于皮带运输机运输,以降低运输费用和减少处理大块矿石的人力消耗。据报导使用的破碎机有:旋转型颚式破碎机(rotary jaw Crusher)及倾斜式颚式破碎机(tilted jaw crusher)<sup>[24]</sup>。美国有一公司最近研制成功一种新型碎矿系统<sup>[25]</sup>,已在西里塔铜钼矿露天采场投入生产,其主要特点是可以移动,从而可保证随采矿技术的发展获得矿石的最高回采率,并降低运矿成本,每年节省汽车运输费用达800万至1000万美元。目前,在国外,移动式破碎机的应用较普遍<sup>[26]</sup>,其行走机构有履带式、轮胎式和轨行式,分为拖挂式和自行式两种。移动式破碎机的生产能力视露天矿的规模而定,介于300—2000吨/时之间,据报导<sup>[27]</sup>在英国某矿山露天采场有一大型移动式破碎装置,计一台1370×1880毫米旋

回破碎机，配有给矿漏斗、板式给矿机及排矿皮带，桥式皮带运输机将破碎产品直接给入筛分车间。现在许多国家都在生产处理能力达4000吨/时的移动式破碎机。芬兰的Koue OY公司生产了一种由转子式破碎机和颚式破碎机组合的新破碎机，样机的给料口尺寸为850×1000毫米，安装在露天采场破碎80—8000毫米的砾石，新破碎机能保证大的破碎比和很小的工作磨损，现生产的规格有：700×800, 800×1000, 950×1200和1200×1500毫米四种<sup>[28]</sup>，

对现有破碎机的改进工作，各国都在大力加强<sup>[29,30,31]</sup>。其主要特点是：液压与自动调节装置联合使用，采取技术措施使物料均衡地给入破碎机的整个破碎腔；改进破碎腔的断面形状；降低机体高度；设备大型化；实现自动化及便于维护检修。如瑞典新设计的200号圆锥液压破碎机<sup>[32]</sup>的特点是：容量大，举升高度小，安装高度低和顶部维修方便。该机配有液压控制系统，操作方便，并配有粗碎，中碎和细碎三种破碎腔，新设计的破碎腔的衬套强度高，可敞开给料，其产品粒度相当于传统三段破碎细度；三段破碎作业在一台破碎机内完成，其经济意义就很大了。台时处理量为19—107吨，电动机功率45—75瓩。美国Allis—Chalmers公司的子公司Svedala—Arbra公司为挪威设计了一台目前北欧最大的粗碎用旋回破碎机<sup>[33]</sup>，重400吨，功率445瓩，给矿口为1525×3680毫米，年处理矿石6百万吨。日本神户炼钢公司生产的旋回破碎机在设计时利用了计算机辅助设计程序，选用了各种部件的最好原料及适宜的性状，因而设计了最适宜的破碎腔，产生良好的破碎效率，该机在断电停车时也不用排除破碎腔内挤满的矿石，就可以再开车。设计的最大的60—109旋回破碎机重585吨，生产能力为4000—5000吨/时<sup>[34]</sup>。为适应一段或二段移动式颚式破碎机的工艺要求，Voesst—Alpine公司设计生产了STE和ST系列颚式破碎机，机体结构的组接采用了多种形式，STE有11种型号，ST有7种型号<sup>[35]</sup>。苏联新设计的KMπT—2200破碎机属振动圆锥破碎机，适于细碎和中碎，运用了橡胶—金属减振装置<sup>[36]</sup>。在我国，有人在分析国内外资料的基础上，对影响细碎圆锥破碎机产品粒度的各因素进行了分析<sup>[37]</sup>，指出决定产品粒度的基本条件是排矿口尺寸，因此凡影响排矿口的因素都可以认为是影响产品粒度的因素，主要是破碎机主轴转速、动锥偏心率、破碎腔结构形状和操作等。为进一步降低破碎最终产品粒度提供了有益的参考资料。

球磨机结构的改进和工艺的研究，一直引起国内外很大的关注，进行了大量的工作。其目标主要是节能，降低钢耗，提高矿磨细度，提高处理能力。其主要措施有：摸清在磨矿中金属的磨损规律<sup>[38]</sup>；寻找优质高效的研磨体<sup>[39]</sup>；改进磨机的驱动和传动机构；研究新型衬板；改变磨机转速率；进行干磨与湿磨的能量效率和经济比较；研讨磨机按比例放大存在的问题。

磨矿介质的损耗确实惊人，据美国Perey.R等最近估计<sup>[40]</sup>，用于湿式磨矿年耗钢量美国为226,795吨(约半个亿磅)全世界高达453,590吨(约1亿磅)，引起严重关注。国内外在介质几何形状、材质、甚至腐蚀等方面进行研究。加拿大Bong Mining公司最近研究发现一种Cylpebs棒球—新型研磨体，效果很好<sup>[41]</sup>，用巴西铁矿做对比试验，共磨了440万吨，得出可靠结论，与钢球相比，钢制的棒球处理能力提高8.3%，单位能耗低7.5%，与铸铁球比，铸铁棒球处理能力提高15%，单位能耗低12.1%，据称生产成本也比较低。棒的端头是球状，以直径与高度相等为佳。由于磨矿过程中呈点线接触，磨矿产品细度均匀，磨矿效率高。我国首钢矿山公司对两种规格的棒球进行了研究<sup>[42]</sup>，工业试验表明，与普通钢球相比，棒球能提高磨机台时能力6.5—8%，降低球耗9%左右，降低电耗1度/吨原矿，分级机溢

流中-200目含量增加10.6—14.3%。苏联也对铸铁块(25×27×35毫米)钢柱(32×32×52毫米)和钢球(直径为28及38毫米)进行了半工业型对比试验<sup>[43]</sup>。

稀土合金钢球的研究应用在我国是重要的课题。瓦房子锰矿生产的稀土镁合金钢球 $\phi 60$ 毫米作为球磨的磨矿介质,经工业性试验及在生产中应用<sup>[44]</sup>,证明比普通钢球具有较高的硬度,耐磨,单耗低,价格便宜,而且不影响产品质量。大孤山铁矿在磁选段一选的五个生产系统中全部使用该合金钢以来,处理每吨原矿由用普通钢球单耗0.88公斤降低到合金钢球单耗0.58公斤,取得较好的经济效果。首钢矿山公司研究成功的低合金锻热淬火钢球在大石河和水厂两选矿厂推广使用,球耗从1.22公斤/吨降低到0.76—0.8公斤/吨<sup>[7]</sup>。攀枝花冶金矿山公司研制的中、高碳钢球使球耗从1.78公斤/吨降低到1.0公斤/吨。

腐蚀及磨损是导致介质消耗的主要原因。最近国外在开展腐蚀与磨损和对磨矿介质损耗的影响的研究<sup>[40]</sup>。perez, R.等为了得到腐蚀与磨剥的相互作用全面图象,用有标记的球在试验室进行不同的组成试验,测定了不同条件下(如PH, PO<sub>2</sub>, 防腐剂等)湿磨硫化矿精矿金属的损耗,结合球的组成微观结构以及磨矿条件讨论磨损速率,找出腐蚀与磨剥相互作用的规律。估计以钢或铸铁为基质配加少量钨对于增强球介质的耐磨性,振兴钨业,都有益处,值得考虑。

无齿轮传动的磨矿机的出现初见成效。挪威西瓦兰格公司为了将其所属的基尔克尼斯铁选矿厂的产品产量由240万吨提高到300万吨,安装了一台无传动齿轮的 $\phi 6.5 \times 9.65$ 米球磨机,处理能力相当于原有的 $\phi 3.25 \times 6.45$ 米球磨机三台,厂房无需扩建,并降低了维修费用<sup>[45,46]</sup>。这台球磨机的主要特点是:(1)磨机轴承直接装在机壳上,有两个轴承环,用凸缘螺栓固定于筒体上,因此,磨机支承状态完好,并且免去了大型的铸造耳轴和端盖;

(2)磨机由变速环形电动机驱动,无变速装置,电动机的转子固定在磨机筒端焊接凸缘上,定子安装在独立的支撑结构上,环绕转子,定子的外径为11.8米,转子直径8.85米,定子有一闭路冷却系统;(3)磨机由循环换流器通过频率控制而达到无级调速,起动电流很低;

(4)磨机排矿端装有一个直径2米的螺旋分级筒,分级筒随磨机旋转,这种与磨机连成一体的分级系统可免去外部的分级机和循环泵。磨机转速2.5—13.1转/分,最高处理量1000吨/时。工业性能试验已表明,其衬板和钢球消耗以及每吨产品的能耗比普通磨机低15%。

球磨机衬板的改进在球磨机结构的改革上一直占据着重要位置,同时对于降低钢耗也有重要意义。截至1982年止,十年来,世界上约有48台不同规格型号的球磨机改用了角螺旋衬板(ASL衬板)<sup>[47,48,49]</sup>,用于湿式格子型球磨机开始出现在美国,后来推广应用到智利和菲律宾一些大型选矿厂。最近一些溢流型球磨机正在改装角螺旋衬板作试验,效果良好。至今已改装的磨机直径介于2.4至4.0米,磨矿能耗和介质耗量与常规衬板磨机相比,节省了10—20%。第一台5.5米磨机的试验表明,这种衬板亦可用于更大的磨机。智利的 $\phi 3.2 \times 3.6$ 及 $\phi 3.2 \times 4.3$ 米第二段球磨机原采用橡胶衬板,改用ASL衬板后,能耗和钢球亦节约15%。在常规磨矿中,磨矿作用主要产生于负荷的底部,因此处的磨矿介质在高压下作强烈的相对运动。在料荷的其余部分,磨矿介质运动微小,从而磨矿作用也小得多。角螺旋衬板的主要作用就在于提高磨矿介质在整个料荷内的相对运动,从而提高其冲击研磨强度和剪切作用;此外,还可改善新给矿和磨矿负荷的混合过程,避免粗粒矿石短路。螺旋的作用使料荷分级,使较大的磨矿介质移向磨机的给料端,从而有助于碎磨,特别是粗物料的碎磨,由于ASL衬板的使用,磨矿能耗和磨矿介质耗量分别降低了16.7%和16%,产量一般增长1.4%<sup>[49]</sup>。我

国最早采用角螺旋衬板是金川有色公司选矿厂，曾将一台 $\phi 2.7 \times 3.6$ 米二段湿式球磨改装成角螺旋衬板，运转一年六个月，磨机驱动功率由原来的344.2瓩降到了275.7瓩，每小时节电68.5度/时，即电耗下降19.9%<sup>[29]</sup>。我国水泥行业近年来，已改装五台管磨的衬板为角螺旋衬板，以米 $\phi 2.4 \times 13$ 水泥磨为例。主电机负荷降低16.8%，单产电耗下降20%，研磨机体消耗降低17%，水泥成本降低0.7元/吨<sup>[50]</sup>。

瑞典Trelborg公司研制成一种“矿垫”磁性衬板<sup>[51]</sup>，最近也在美国、加拿大出售。它比普通衬板薄（衬板尺寸为165×260毫米，厚35毫米），不易磨损，而且磨矿介质的磨损较轻，维修量很小。此种衬板由陶瓷永磁硫化橡胶而成，工作时，紧挨衬板处为均匀的细粒磁性物料垫层，其上为较粗的磁性物料垫层，最上为粗细磁性物料流动层。磁块一侧使衬板紧贴机壳另一侧则吸引磨机内的磁性物料。矿石中的磁性矿物或磨损的磁性磨矿介质如铁粉等就自然形成耐磨层。瑞典LKAB Kiruna选矿厂一台 $\phi 5.9 \times 7.7$ 米二段格子排矿砾磨机装设此种衬板<sup>[52]</sup>，能耗降低11.4%，砾石耗量减少30%以上，经5000小时生产试验，未发现明显的磨损。此外，这种衬板比传统的薄很多，因此提高了磨矿机的有效容积，磁质衬板互相吸引与机壳拉紧在位，勿需螺栓上衬板。

橡胶衬板在斯堪的纳维亚半岛各国、加拿大和非洲得到了广泛应用<sup>[29]</sup>。据Skaga公司介绍，瑞典80%的磨机采用橡胶衬板，一般说来其使用期限可提高2—5倍，如芬兰Kemi铬铁矿球磨机使用橡胶衬板其寿命可达3年左右，且重量轻，噪音小。在我国，龙游黄铁矿应用橡胶衬板<sup>[53]</sup>，提高生产能力12.5%，节约电能，每吨矿石电能消耗量由7.2度/吨减至6.4度/吨，减少13%。 $\phi 2100 \times 2000$ 磨机一年可节约8万度电，减少检修工时72%，钢球消耗减少15%。

合理调整球磨机转速率，是值得注意的一个问题。据美籍华人曾纪庄对我国一些选矿厂的考察<sup>[54]</sup>，认为选矿厂普遍存在两个问题：（1）使用的格子型球磨机的转速过高。（2）所用的球径比需要的大。他认为国外的生产实践是临界转速的65~75%。例如巴布亚新几内亚的布干维尔铜矿，8台 $\phi 5.5 \times 6.3$ 米溢流型球磨机，设计转速率为68%，实际转速为临界转速的68.3%。球径的计算建议采用Bond, F.C.公式计算。他认为这是我国球磨机功耗和球耗大的主要原因，如球耗为1公斤/吨矿，是美国的一倍。目前我国现场转速为临界转速的74.5~83.4%，建议采用65—77%。并主张用溢流型代替格子型球磨机。东鞍山选矿车间球磨机经生产实践及考察分析<sup>[55]</sup>，合理调整一、二段磨机转速率，全年能节电138.7万度，多产精矿7.14万吨。

对于球磨机中湿式磨矿与干式磨矿的能量效率和经济比较，日本学者进行了一些探讨<sup>[56]</sup>。他们认为，湿式磨矿时，磨机中球和衬板的磨损通常是干式的5—7倍。但是，湿磨是优点是：每吨原料的功指数是干式的 $\frac{2}{3}$ ，在同一规格的设备中处理是干式的1.1—1.6倍；没有粉尘污染；磨机转速是临界转速的75—80%；湿式时容易加助磨剂，使磨料的分散性好；设备费和动力费少；分级效率高，粒度控制在狭窄的范围内变动；被磨物料易混合均匀。湿式与干式相比，其缺点是：球和衬板的单耗大于干式；最小粒度的产量比干式少等。一些研究人尖指出，各类矿石磨矿时，添加抗腐蚀剂（亚硝酸钠、铬酸钠和硅酸钠），可使锻钢球的磨损减少49%之多<sup>[57,58]</sup>。штайл лов, Ю.Л等人认为<sup>[59]</sup>在球磨机的工作制度中确定和运用最适宜的水耗，可保证生产能力提高5—7%，曾在四个磨矿车间试验，可大约节省5.8万卢布/年。



在减少破碎机和磨矿机工作时的噪音方面,国外也开展了一些试验工作。美国 Rowland 公司进行了降低破碎机工作时的噪音的研究<sup>[60]</sup>。试验是在 $\phi 900$ 毫米短头圆锥破碎机上进行的,并在 $\phi 2100$ 毫米标准圆锥破碎机上进行了满载荷试验。其方法是在料仓、给料分配器和机体外部加有玻璃纤维复盖层,从而使噪音从100分贝降低到85分贝。

关于球磨机大型化问题,意见很不一致。Allis—Chalmers公司Rowland通过对 $\phi 6.1 \times 8.5$ 米和 $\phi 5.1 \times 5.7$ 米球磨机的对比试验得出:球磨机直径超过 $\phi 5.1$ 米时,经济技术指标不好、能耗较高,衬板磨损较快,故他建议球磨机的直径不要超过 $\phi 5.0$ 米。Harris, C. C. 等在分析Bougauville选矿厂 $\phi 5.5$ 米大型球磨机的基础上<sup>[61]</sup>,与Pinto—Valley等矿进行了对比,认为:大直径球磨机的经济优越性可能被磨机内混合效果降低所抵消。Bougauville选矿厂生产表明,处理每吨矿石的动力消耗比小规格磨机高 $\frac{1}{3}$ ,循环负荷高达650%,虽进行各种参数调整,但都没有得到改善,因此磨机制造厂建议球磨机直径不宜大于5米。他们认为内旋转流 $Q_1$ 和轴向给矿流 $Q_2$ 都与磨机直径成反比,对大型球磨机而言 $Q_1/Q_2$ 比值降低,出现了极限处理能力,但对于直径很大的自磨机则不存在这个问题。

目前各国选矿设备制造公司生产的自磨机规格已经很大了,基本能满足大型选矿厂建设的需要,所以1982—1983年没有出现更大规格的自磨机。但为了适应于资源的合理开发和能源的节约要求,正努力调整自磨机的结构参数和技术操作指标的选择。自磨机和球磨机都有增大筒体的长度的趋向<sup>[62]</sup>,北美与苏联等国,过去选择的自磨机径长比多取3.3左右,现在正在研究径长比小于2.0的自磨机。而北欧、非洲和南美洲的一些国家多取1.0左右。关于自磨机的转速率和物料充填率,瑞典波立登公司进行条件试验后认为自磨机适宜的转速率必须结合自磨介质能力进行研究,以瓦兹堡铜铅锌矿为例,当入磨矿石中+90毫米级别占40—45%时,自磨机的转速率为65%的条件下自磨机的生产能力最高,当+90毫米级别占20%时,转速率为75%时生产能力为最高,在小块占优势时转速率为90%时才能获得较高的生产能力。一般要求+90毫米级别在25%以上,转速率则以65—75%之间为宜。通常自磨机的充填率与运转所需功率,按原矿计的生产能力成二次抛物线关系,一般充填率为40—60%之间,绝大多数为45~50%之间。径长比与转速率亦有关,当径长比为3.333时,转速率为77%,处理能力最高;当径长比为1.449时,转速率为68%,处理能力最高。为了改善衬板的结构,提高其可靠性和延长使用期限,苏联黑色金属选矿研究院在列别琴采选联合企业工业条件下进行了自磨机(MNC—90—30)衬板磨损特性和规律的研究<sup>[63]</sup>。改进后的衬板与提升板连接槽加深了,提高了可靠性,并采用了高一低一高式提升板,低提升板高度为100毫米,高提升板高度为200毫米。工业试验结果表明,衬板使用期限从2300小时提高到4200小时。每年可获得经济效益10.29万卢布。新型结构的衬板也推荐于MMC—105—50大型自磨机。加拿大新不伦瑞克新建的Mount Pleasant矿选矿厂的磨矿回路,采用了“斯塔的纳维亚”设计结构<sup>[64]</sup>,第一段自磨机上轴承直径5.4米,第二段砾磨机上轴承为4.5米。该设计结构是将轴承安装在磨机筒体外围,而不象普通轴承那样装在轴颈上。此种磨机的筒体直径几乎与其长度相等,而不是普通的“扁盘”式自磨机。该种磨机被制成一个整体,现场安装方便,可将露天矿采出的大块矿石直接给入磨机,矿石处理费比较低。

对于自磨工艺的改进也开展了不少研究。自磨和半自磨比破碎、传统磨矿能耗一般要高,然而在大多数情况下高的能耗费用会为低的钢耗、低的维修费及其他费用所抵消,因此仍为人们所注意。Bassdr far认为国外自磨工艺的发展倾向是:半自磨加球磨、自磨加球

磨；自磨加砾磨<sup>[65]</sup>。我国漓渚铁矿选矿厂<sup>[66,67]</sup>，原设计的磨矿流程为一段用 $\phi 5.5 \times 1.65$ 米湿式自磨机磨至-3毫米，与直线振动筛闭路，筛上产品返回自磨机，二段采用 $\phi 2.7 \times 3.6$ 米溢流型球磨机，以螺旋分级机闭路。由于难磨顽石数量较多，影响自磨机的处理能力。现采用开路自磨，振动筛的筛上产物引出先用磁滑轮初步选别，抛弃部分低品位废石，再破碎至-15毫米后进入二段球磨。自磨机处理能力从40.7吨/时提高到52.5吨/时，增加了29%。矿石能否采用自磨的可能性，历来采用连续试验来确定，工作量和试验矿石量都很大。长沙有色设计院进行了批量试验方法的研究<sup>[68]</sup>，提出了 $\phi 2.4$ 米自磨机批量试验方法和物料分类、重量变化率等概念及连续磨矿过程稳定条件的数学表达式，对磷矿石全自磨的可能性及半自磨的合理球径进行了理论分析和估计，并在其后的半工业自磨和半自磨试验中得到了验证。

新的磨矿设备仍在继续研究中。离心磨矿机号称世界最大型功率为1000瓩十分引人注目，系南非矿业局与西德Lurgi公司合作研制成<sup>[69]</sup>，能使目前普通的磨矿设备的尺寸减小三分之二，但仍能提供相同的磨矿能力。目前正在南非Westeru Deep Level金矿进行试验，处理能力为80吨/时，安装费用达76万美元。该机是在一个比普通磨机所产生的重力场大12倍的力场中进行磨矿的。在离心磨矿机中进行自磨的试验结果也令人满意<sup>[70]</sup>，用巴西铁矿从8毫米磨至球团要求的细度（-325目）比传统球磨机效率高26%，设备投资也低。南非采矿冶金研究所的Bradley, A. A.等详细介绍了有关该机动平衡试验理论及工艺的论述<sup>[71]</sup>。也有报导<sup>[72]</sup>，在 $\phi 1000 \times 1200$ 毫米离心磨矿机与振动筛（筛孔3毫米）及旋流器闭路磨矿的试验结果，从介质（球、砾石）到回转速度及衬板对磨矿效率的影响，排矿粒度特性与计算预测结果较为一致。我国研制的干式离心磨矿机已通过鉴定，具有独特的结构，电耗比球磨低30%，每吨产品省电5.8度；钢耗比球磨机省89.6%；生产成本比球磨机低43.9%；生产能力大，单位容积生产能力为球磨机的36倍；重量轻，体积小，润滑简单（仅需干油），加工制造容易，价格低。Coda制造公司研制了一种离心振动粉碎机<sup>[73]</sup>，把9.5毫米的矿石磨至-75微米，通过高的冲击力对物料进行自磨。该粉碎机系列包括356毫米至5000毫米直径磨机的型号和规格，钢耗低，因而降低了磨矿费用。塔型磨矿机（Tower mill）最初为日本所创，最近引入西半球得到发展，也引人注意。美国Kopper公司开始生产工业型，据称<sup>[74]</sup>与传统球磨机相比能耗节约一半（当磨细至-100微米细度时）；投资费用低；占地面积小；过粉碎现象少；易于安装维修；既可湿磨又可干磨。这种磨矿机特别适于细磨，如再磨系统，有一台功率为2000瓩塔型磨矿机安装在加拿大Macassa选矿厂，磨矿细度达95%—38微米，效果很好，最近美国Stief, D. E.又作了全面评述<sup>[75]</sup>。

新的破碎方法在继续开展研究。据报导<sup>[76]</sup>，有人研究了以预热和冷却的方法磨碎各种矿石的过程—热力破碎。热处理结果，矿石沿颗粒的解理面裂解，继之磨碎，效果很好。预先加热的温度达400—800℃。这种方法可以保证提高磨机的处理量，减少工作机构的磨损，更好地控制磨矿产品的矿泥含量。当热力破碎锡—钨矿石时，矿石的能耗减少50%，当较粗粒时就得到解离，提高了以后精矿中 useful 组分的回收率。最近美国的Parekh, B. K.等发明了一种新的破碎方法，系电击—超声场联合破碎方法（Electrical Shocks—Ultrasonic energy Comminution Process）<sup>[77]</sup>，他们认为碎磨能耗最高费用最大，能耗占整个选矿厂的50%以上，而实际上有效利用于产生新生面积的不到1%，探索新的破碎方法至为重要。基于此，他们提出的新方法，电击矿石使其在有用矿物与脉石交界处断裂，再供以超声

能使裂隙扩大进一步解离有用矿物。

分级效率低,已成为改善磨矿过程,提高磨矿效率的一个障碍性问题。首钢水厂铁矿选矿厂磨矿流程采用两段磨矿分级回路(一段为 $\phi 2000 \times 8800$ 双螺旋分级机,二段为 $\phi 500$ 螺旋器),细筛流程为二段细筛自循环再磨工艺<sup>[78]</sup>。1975年前旋流器分级效率为28~32%,采用细筛后,因两段细筛效率低至22—25%,大量筛上产品进入二段球磨—旋流器—细筛回路,引起细粒恶性循环,旋流器分级效率降低为15~26%,导致过磨现象严重,金属损失增大,选厂生产能力降低。现采用 $\phi 1000$ 毫米圆锥水力分级机处理粒度较粗的旋流器沉砂,当其溢流细度为61.92%—200目时,分级效率达58.26%;处理旋流器沉砂,当其溢流细度为88.40%—200目时,分级效率达41.02%。圆锥分级机溢流产品可以不进入二次磁选和细筛,以解决二段球磨机—旋流器—细筛回路的细粒恶性循环。南斯拉夫麦坦佩克选矿厂使用两段分级,导致磨矿效率提高7.7%,节省能量6.9%<sup>[79]</sup>。大孤山铁矿选矿厂<sup>[80]</sup>用KZS1632型直线振动筛取代一次 $\phi 1200$ 双螺旋分级机进行了工业试验,试验表明该筛较螺旋分级机具有如下优点:(1)分级效率高,可达84.70, 84.41和75.90%,比双螺旋分级机高24.25, 22.68和10.65%;(2)提高球磨机的生产能力1.53吨/台·时;(3)筛下产品粒度稳定,粒度合格率保持在90%左右;(4)有利于旋流器分级和二段磨矿效率的提高;(5)对选别作业无不良影响;经济上一年可获利润7万5千余元,节约约10万度。

选矿厂采用大直径磨机和增加单位生产能力时,由于水力旋流器生产能力低而增加台数或增大直径,造成分离因素下降和分级粒度界限扩大。全苏制盐科学研究所白俄罗斯分院,对钾盐盐矿脱泥,寻找了水力旋流器中悬浮液分级过程强化的新途径<sup>[81]</sup>。对给料装置形状(螺旋导管长度)、自由沉降加速度与设备中心线位置(倾斜度)和长度与直径比例三方面进行了研究。对比试验表明,给料螺旋导管使悬浮液呈“自由涡流”给入,生产能力增加22.7%;当旋流器倾斜(接近 $15^\circ$ )配置时,减少了悬浮液重力影响,排除了沉砂孔堵塞;长径比为5.5~6.5时,生产能力提高40%。因此,采用具有给料螺旋导管的大长度水力旋流器,大大减少了设备台数,在白俄罗斯联合企业由270台减少到70台,年经济效益20.5万卢布。

对于矿石粉碎性质的研究,国内外正深入进行多方面的工作。我国自行设计的第一台磨矿功指数试验装置XMGQ $\phi 305 \times 305$ 毫米通过了鉴定<sup>[82,83]</sup>。中南矿冶学院熊维平等提出了“测定邦德功指数的计算机仿真方法”,能快速准确地测定邦德功指数。六种标准矿样的对比实验表明,这些矿样的功指数的计算机仿真值与实测值非常接近,但在计算机上完成的测定功指数的仿真过程仅需2分钟左右,大大减少了实际测定功指数所需的试验时间和工作量<sup>[84,85,86]</sup>。XonyHOB.3.A.指出<sup>[87]</sup>,解离和粉碎不能等同,矿石的解离特性取决于构成矿石的各矿相及相界面的强度。矿物共生界面的作用,不仅是构成结构成一整体的矿石,而且决定着外应力的传递、分配及各组分的离解。矿物间的连接强度取决于包括成矿及继后的变质条件在内的许多因素,这些因素决定了共生界面的结晶学及结晶化学参数、化学组成及化学键的结构与类型。成矿及变质过程中,如果有能使原子通过共生界面扩散的条件(温度、压力、时间),则界面变为过渡区,其强度高于组成界面的共生矿物。矿物界面可由于杂质在颗粒面上的扩散、偏析及局部化学变化而使其强度得到强化或弱化。作者采用显微变型、声波放射及刻蚀等方法对苏联几种铁矿石中磁铁矿与石英界面的微观机械特性进行了研究,分析了界面各种物理性质的变化,裂隙的产生发育、位移密度、位移迁移率及其

分布等对矿物解离的直接与间接的影响,并认为对矿石中各组成矿物及其界面的特性、碎裂的动力学特性及矿石的构造特性等进行综合考虑,可决定对矿石进行预先强化或弱化处理,并选择合理的磨矿制度,以期达到最好的解离。

苏联的卡奇卡那尔斯基矿(K矿)使用的KKД1500/180破碎机不能正常工作<sup>[88]</sup>,过去采用传统的依据矿石的抗压强度来评价该矿的可碎性,认为是易碎性矿石。但在实际中,K矿的破坏强度要高得多,因此采用传统的方法评定可碎性是不正确的。Фругманн,С.З.采用下落冲击锤试验确定K矿的可碎性,从而重新认识了K矿的破碎性质。指出冲击功( $A_{\text{冲击}}$ )与可碎性 $V_{\text{max}}$ 关系是 $A_{\text{冲击}} = 78.5/\Lambda_{\text{max}}$ ,并按 $V_{\text{max}}$ 与 $A_{\text{冲击}}$ 对矿石可碎性进行分类; $V_{\text{max}} = 1.0 - 1.5$ ,  $A_{\text{冲击}} = 80 - 50$ 焦耳/厘米<sup>2</sup>属极难碎矿石; $V_{\text{max}} = 1.5 - 2.2$ ,  $A_{\text{冲击}} = 50 - 35$ 焦耳/厘米<sup>2</sup>属难碎矿石; $V_{\text{max}} = 2.2 - 3.0$ ,  $A_{\text{冲击}} = 32 - 25$ 焦耳/厘米<sup>2</sup>属中等可碎矿石。

从前,粉碎固体物料的方法有四种,即压碎、劈碎、磨碎和击碎,长期以来,这些古典的工艺过程仍保留在现代化工业之中。苏联别洛采尔柯夫斯基根据固体的强度理论,提出了第五种粉碎方法—拉伸<sup>[9]</sup>。他经过长期探索和试验,证实材料颗粒在流体静压力作用下弯曲时,会产生拉伸应力,这种拉伸应力可以引起材料颗粒的破坏,从而提出了新的破碎方法—液压脉冲粉碎法。实验表明,此种方法的优点是:(1)能大大缩短加工时间;(2)加工的能耗比通常的粉碎法小得多;(3)产品清洁度高,不会因工作面磨损而混入不洁之物;(4)加工时无噪音、无粉尘,车间环境清洁,没有任何旋转零件,便于实现细碎工程全部自动化等。

## 二、浮 选

在两年的暂短时间出版书(专著论文集等等)之多是空前的,这对浮选学科的发展影响是深远的。总的趋向是研究新理论新工艺新药剂及设备大型化、机动化,以应付矿物资源日益贫、杂、细、枯竭,以及能源危机的挑战。

近年来国内外出版了不少有关浮选论著,从各个方面总结了浮选技术基础理论和新工艺的最新成果和进展,对浮选学科的发展必将起重大影响。

美国Fuestenau, D. W.和Yoon, R. H.编著的《浮选》<sup>[89]</sup>,系1982年在美国召开的第56届胶体及表面科学(Colloid & Surface Science)学术报告会部分论文选编,《International Journal of Mineral Processing》著名杂志特以专辑形式发表,它反映了当前浮选领域的水平及发展趋向,共11篇论文,其中有硫化矿浮选电化学(Electrochemical flotation of sulfides)两篇,美国矿业局Richardson, P. E.等;硫化矿浮选体系的热力学计算(Thermodynamic calculations on sulfides flotation systems),美国Yoon, R. H.等;氨基酸在水矿物界面上黄药吸附的规律(The role of amina acid on the xanthate adsorption at water-mineral interface)日本京都大学Takamatsu, R等;磨矿及浮选环境对方铅矿小型浮选的影响(即有关方铅矿天然可浮性问题the influence of grinding & flotation enron ments on the laboratory batch flotation of galena),澳大利亚Trahar, W. J.等;铁矿石选择性脱泥中的矿浆分散(Pulp dispersion in selective desliming of iron ore)等重要论文。

由澳大利亚皇家化学研究院胶体与表面化学组(Division of colloid & surface chemistry of the Royal chemical Institute)、澳大利亚科学院(Australian Academy

of science) 以及澳大利亚采矿冶金研究所1983年联合主办的纪念I. W. Wark爵士—世界著名浮选专家—第一本浮选教科书《Principles of flotation》著者—浮选学术报告会议论文集, 内容十分丰富, 反映当前浮选领域特别是硫化矿浮选理论研究成果水平及动向。共13篇论文<sup>[90]</sup>, 其中有: 浮选化学 (The chemistry of flotation)、美国Fuerstenau, D. W. 浮选矿浆化学 (pulp chemistry of flotation)、澳大利亚Woodcock, J. T.; 硫化矿浮选电化学 (Electrochemistry of sulfide flotation)、澳大利亚Wood, S. R.; 硫化矿浮选矿浆电势的影响 (Influence of pulp potential of sulfide flotation) 澳大利亚Trahar, W. J.; 浮选中吸附—氧化还原平衡 (Adsorption-redox equilibrium in flotation)、澳大利亚Healy, T. W.; 表面力与可浮性 (surface forces and floatability)、英国Kitchener, J. A.; 复杂硫化矿浮选的选择性抑制 (selective depression of complex sulfide flotation)、加拿大Poling, G. W.; 萤石浮选化学 (Fluorite flotation chemistry)、美国Miller, J. D.; 细粒浮选物理方面 (physical aspects of fine particle flotation)、澳大利亚Jamezon, G. J.; 细粒选收 (Fine particle recovery)、澳大利亚Warren, L. J.; 起泡剂在矿粒与气泡相互作用中的规律 (Role of frothers in particle-bubble interaction) 及加拿大Leja, J.等重要论文。

《浮选原理》(Principles of flotation)<sup>[91]</sup>南非King, R. P.教授主编、由南非冶金研究所出版, 包括了美国著名教授Fuerstenau, D. W.和Fuerstenau, M. C.分别在美国加利福尼亚大学和南达科达矿业学院讲授内容, 以及在国外包括南非在内的讲学内容, 反映了近廿年来科学文献中出现的先进的浮选基础研究内容及水平, 系统性及理论性均很强。

苏联著名学者B. A. ГЛемБоцкуи和B. H. КласеH编著《浮选》一书, 根据物理化学、固体化学和其他科学原理, 详尽论述了选矿浮选过程的理论基础, 研究了浮选工艺、工业所用的浮选机结构及辅助设备, 并介绍了反映当今浮选实践的状况, 是一本水平较高的为高等院校选矿专业教材, 对生产设计和科研工程技术人员也有参考价值。

《浮选化学》(Химия системов флотации)<sup>[92]</sup>, А. Б. Рамоу, А. А.等著, 讨论了在浮选系统中决定矿物分选过程选择性及效率的化学相互作用, 第一次根据药剂和矿物在水介质中的状态以及药剂溶液与矿物的化学作用把资料整理为统一的系统。书中提出了调节浮选体系的化学作用、提高矿石的综合利用程度, 以及有用矿物浮选过程的工艺指标和经济效益的建议。

《浮选效应的强化》一书<sup>[93]</sup>由V. I. Jydrnikovo和M. E. Navmov编著, 作者从物理—化学的观点探讨了浮选过程, 讨论了方铅矿、闪锌矿、辉钼矿及其它硫化矿和多金属矿石的浮选, 包括铜钼、金、银的分离, 还详细介绍了浮选在除去煤炭杂质中的应用。本书研究了矿浆预先充气的作用, 乙烯氧化物和其他烯族氧化物、黄药、脂肪酸捕收剂和起泡剂对浮选效果的影响, 并应用苏联选厂和洗煤厂的实验数据和结果对上述研究予以证实。同时还评述了选厂和生产发展趋势, 是一本较好的浮选参考书。

胡为柏主编的《浮选》<sup>[94]</sup>, 高校教科书已公开出版。全书共八章, 包括浮选基本原理、浮选剂、浮选机、浮选工艺、硫化矿浮选、非硫化矿浮选等。基本上反映了最近几年浮选理论和实践的发展, 系统性也较强, 深入浅出论述, 读者反映比较好。

王淀佐编著的《浮选剂作用原理及应用》<sup>[95]</sup>, 也已公开出版, 全书共十五章。应用浮选过程物理化学及有机结构理论, 系统地讨论了浮选药剂结构与性能的关系, 阐述浮选药剂作用

原理，研制新药剂的途径，与美国道尔化学公司高级工程师编著的《浮选药剂与加工—工艺及应用》〔96〕一书可一比高低。

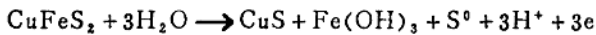
### (一) 浮选理论

硫化矿浮选的基础研究有较多报导并取得新进展。

硫化铜矿的整合捕收剂应用，在印度由Rrabhakar, S.等作了报导〔97〕。他们用整合剂铜铁灵研究了黄铜矿表面的吸附及浮选，并与柴油混用浮选黄铜矿。接触角有变化，当仅用铜铁灵时， $\theta$ 为 $35^\circ \pm 2^\circ$ ，当铜铁灵与柴油混用时， $\theta$ 值增大至 $60^\circ \pm 2^\circ$ ，表明混用柴油提高了黄铜矿的疏水性，浮选行为吸附特性有较好的对应关系。方铅矿用二硫代磷酸盐浮选吸附行为的研究也引起注意。日本松冈功〔98〕研究了各种烃基二硫代磷酸盐的吸附和浮选性，发现吸附等温线在双对数座标图上均显示线性方程，不过斜率不同，异烃基二硫代磷酸盐比正烃基二硫代磷酸盐大，而饱和和吸附力却相同。还根据单分子层吸附终止时的吸附量计算了吸附分子的断面积，二硫代磷酸盐为 $35.4 \text{ \AA}^2$ ，与按吸附模型计算的结果一致。当碳量相同时，异烃基二硫代磷酸盐比正烃基二硫代磷酸盐捕收性能强。还系统的研究了黑药浮选方铅矿的机理，认为黑药吸附比黄药更具有“多层性”〔99〕。澳大利亚Johnson, N. W.等〔100〕研究了方铅矿浮选中的氧化—还原效应与可浮性的关系，他们用澳大利亚Mount Isa Mines公司铅锌选厂的方铅矿与其它硫化矿进行可浮性研究表明，方铅矿浮选速率低与矿石磨矿的还原气氛导致矿浆电势(Eh)的降低有关。半工业及工业试验都表明，若矿浆的电位小于100毫伏，则方铅矿受抑制。当空气引进矿浆，有了氧会逐渐造成氧化气氛，增大矿浆电势，提高了方铅矿浮选速率，看来矿浆电势是一个重要参数，对各种矿物浮选都有影响，必须进行研究。这有可能用计算机控制矿浆电势以最优化硫化矿浮选过程。作者指出对这种作用的电化学机理尚不清楚。最近澳大利亚Trhar, W. J.等〔101〕进一步研究了磨矿与浮选体系的氧化还原气氛对方铅矿在无黄药(乙基)和有黄药存在时的天然可浮性和诱发疏水性的影响。并从热力学数据和电化学原理讨论了方铅矿的浮游和抑制的机理。结果表明，无黄药存在时，浮选能在较宽的矿浆电势范围内出现， $\text{Ph} = 8$ ，Eh为250—350mv方铅矿的可浮性最高，而与磨矿的氧化还原气氛无关，方铅矿的疏水归功于元素硫。而在高Eh下，认为是元素硫氧化而受抑制。有黄药存在时，方铅矿的可浮性(诱发疏水性)与磨矿环境有关，如在还原气氛下磨矿时，当Eh小于-50mv方铅矿不浮。Eh为0—350mv时可浮性最大，Eh超过350mv方铅矿不浮。如在非还原球磨中磨矿，当Eh为-500mv时，方铅矿仍能浮，认为方铅矿浮选的原因是在表面上形成了黄原酸铅，而在高Eh下的抑制是由于黄酸盐的分解。此外，有黄药存在时，方铅矿的可浮性还与PH有关。如PH=11时，当Eh超过70mv，浮选就会受到抑制，看来情况相当复杂。在氧化还原气氛下方铅矿的浮选机理行为尚未查清，有必要再进行深入研究。美国Iwasaki, I.似乎也在集中研究磨矿介质形成的气氛对硫化矿物可浮性的影响。最近他和他的同事们用俄歇能谱、X射线光电子能谱以及扫描电镜证实〔102〕方铅矿的表面罩盖着一层氢氧化铁薄膜，氢氧化铁是用钢介质磨矿时由于腐蚀形成的沉淀物，从而使方铅矿可浮性产生不利的影响，这比澳大利亚的Johnson, N. W.进了一步。Iwasaki, I.等人又发现在钢磨机中磨矿对磁黄铁矿浮选有不利的影响。〔103〕采用了静电位与电动电流测量试验技术，以磁黄铁矿为阳极，几种金属电极(低碳钢、奥氏体钢、马氏体不锈钢，锌及镁)为阴极。试验表明对磁黄铁矿可浮性不利影响最突出的是镁，不利影响最小的是奥氏体钢。其静电位大小的顺序为：磁黄铁矿>奥氏体钢>马氏体不锈钢>低碳钢>锌>镁。而反映在电化学表面反应速

率大小、电流流经磁黄铁矿与金属电极大小顺序则为：奥氏体钢<马氏体钢<低碳钢<锌<镁。表明金属愈活泼，磁黄铁矿的可浮性愈低。此间三种钢电极代表了磨矿介质的三种类型钢，作者采用了X射线光电子能谱俄歇能谱揭示了磁黄铁矿的表面状态的变化，Jwasaki, I. 等也发现<sup>[104]</sup>在自磨气氛中硫化铜镍矿的可浮性比传统磨矿气氛的高。在同一硫矿细度下，前一种情况下铜镍的回收率高得多，尾矿残余硫的含量也比较低，认为在磨矿介质与硫化矿物之间的电化学反应对硫化矿的浮选行为影响比矿物的解离特性要大得多。在1974年召开的113次AIME年会上又有报导。美国Lefftus, K. D. 等<sup>[105]</sup>及Chander, S. <sup>[106]</sup>分别研究了辉钼矿的浮选电化学，氧化—还原对硫化矿抑制的影响。

硫化矿无捕收剂浮选（特别是黄铜矿）一直是有争议的问题。就在最近澳大利亚Trahar, W. I. <sup>[107]</sup>研究结果表明，在还原气氛下，不管是加 $\text{Na}_2\text{S}$ 或不加 $\text{Na}_2\text{S}$ ，无捕收剂黄铜矿是不浮的。可是当有氧存在时黄铜矿却变得可浮了。因此他对美国Yoon, R. H. 公开发表的论文<sup>[109]</sup>称的所谓在原还气氛下黄铜矿可无捕收剂浮选的研究表示怀疑。在1983年美国SME—AIME年会上有两篇论文论述了黄铜矿的无捕收剂浮选，代表两种学术观点。Luttrell G. H. 等认为<sup>[108]</sup>，黄铜矿可以无捕收剂浮选，当矿样经少量硫化钠处理后，认为还原剂硫化钠在此起清洗剂作用，除去黄铜矿表面的氧化产物，露出新鲜表面从而可浮。WalR. G. W. 等则认为<sup>[110]</sup>，无捕收剂浮选只有在轻度氧化的条件下才能发生，因而提出无捕收浮选不是由于新鲜表面，而是由于氧化产物存在的元素硫的作用，其化学反应式可表示为：



接触角的测量结果有力地支持了这一结论。

在天然疏水性（即无捕收剂浮选）之争还未平静之际，又出现一种新的看法，即认为：捕收剂按其作用分为二类：硫化矿捕收剂如黄药等，其作用不是使矿物表面疏水，而是清洗污染表面，使其恢复本来的可浮性，非硫化矿捕收剂的作用才是真正使矿物疏水。这一论点有力证据之一是：甲基黄药能对硫化矿表现相当的捕收性，而甲基黄药的疏水能力几乎可以忽略。另一有力证据是：用硫化钠清洗硫化矿表面后，无捕收剂也可以成功地浮选<sup>[111]</sup>。

硫化矿物浮选机理的另一热门课题是黄药吸附产物的研究，过去强调以黄原酸金属盐及双黄药二种形式的吸附，但不同的测定结果常常相互矛盾。澳大利亚Woodcook<sup>[112]</sup>系统总结归纳及试验研究了黄药离子—双黄药的溶液化学，详细地研究了在不同PH及作用时间等条件下，双黄药变成黄原酸离子（ $\text{ROCSS}^-$ ）—硫化碳酸离子（ $\text{ROCSO}^-$ ）以及过黄药离子（ $\text{ROCSSO}^-$ ）的趋势及定量关系。这一报导将会对今后的理论发展产生重要的影响。黄药与硫化矿作用机理在苏联也有研究，苏联著名学者Плаксин, И. П. 提出，黄药在硫化物上的固着需要氧对这些矿物的预先作用。黄药氧化后生成的双黄药作为非极性药剂有很强的疏水作用。并用微射线的自动照相术证实黄药在硫化物上的不均匀分布。同时指出，矿物上P—P转换存在和载流子浓度的梯度使双黄药不断产生，在矿浆中有溶解氧存在情况下，溶解的黄药在一些硫化物表面不断转换成双黄药。<sup>[113]</sup>

硫化矿浮选调整剂的作用研究也有报导，Бакинoв, К. Г. 等人提出，在优先浮选时，用亚硫酸盐、硫代硫酸盐、氰化物作调整剂，与方铅矿、黄铜矿、闪锌矿等矿物表面相互作用的各种理论。认为抑制浮选中若调整剂与重金属生成的络合物稳定性提高，则抑制作用会降低，这不是由于络合物的吸附而是由于它们分解出的产物引起的<sup>[115]</sup>；浮选过程中硫代硫酸盐离子存在时黄药形态的变化，为Елусеев, Н. В. 等人所研究，作者查明 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 离子降低双黄药



在矿物上的吸附量，其原因可能是阻碍黄药的氧化或使双黄药还原。提高  $S_2O_3^{2-}$  的浓度，能加速双黄药还原，在乙黄药—黄铁矿—硫代硫酸盐体系中，增加  $S_2O_3^{2-}$  浓度时，双黄药在矿物表面和液相中的含量降低，双黄药的烃基变长可降低其还原速度。在相同条件下，乙基黄药还原95.5%，而丁基黄药只还原15%，认为可将  $S_2O_3^{2-}$  视为一种特殊的抑制剂<sup>[116]</sup>。上述研究成果进一步提高了对捕收剂、调整剂与矿物相互作用机理的认识。

硫化矿物浮选体系的热力学计算也引起注意。最近 Yoon, R. H.<sup>[117]</sup> 用电子计算机对方铅矿—乙基黄药浮选体系进行了热力学计算，绘制出了乙基黄药不同浓度 ( $0, 10^{-7}, 10^{-8}, 10^{-5}$ , 及  $10^{-4}$  摩尔) 时的 Eh—PH 图，提供了黄酸铅双黄药的存在条件。由于计算所得方铅矿在酸性溶液中的热力学溶解行为与实测数据极为吻合，从而推断可以从热力学来描述方铅矿的电化学行为。用电化学方法控制硫化矿浮选，最近又有报导。Walker, G. W. 等人<sup>[118]</sup> 用这个方法可以从低品位的复杂矿石中回收矿物，用黄铜矿充填料为工作电极，试验证明，在慢的电位动力学扫描或电渗条件下，黄铜矿充填料电极基本上与简单电极相同，并且采用分光光度计和电化学技术可以定量地研究黄铜矿—0.05 摩尔硼酸盐体系的反应，认为这些反应可能与无捕收剂浮选效应有关。在美国矿业局采用了电化学技术来控制浮选<sup>[119]</sup>，在一种装有矿物充填料作为工作电极的电化学微型浮选槽中研究了黄铜矿与乙黄药之间的相互作用，分光光度计测试和电化学技术研究表明，在 PH 9.2 时，在  $-0.7 \sim 0$  伏电位范围至少有四个不同的反应：(1) 在  $-0.5$  伏还原电位下  $Et_x^-$  形成乙基高黄原酸盐；(2) 在开路循环电位 ( $-0.028$  伏) 条件下， $Et_x^-$  与可溶性 Cu(II) 的反应；(3) 靠  $Et_x^-$  取代氧化产物的交换反应；(4) 电荷转变的氧化反应，交换和电荷转换氧化反应出现在相同的电势范围 ( $0.5 - 0.1$  伏) 并认为两者产生黄原酸亚铜作为被吸附的疏水性组分，在  $0.1$  伏时，被吸附的黄原酸可能在更负的电位下作为乙基黄原酸离子被吸附。

浮选药剂结构性能及找药方面用量子化学理论研究，继续取得进展。苏联的 Дьяков, В. u.<sup>[120]</sup> 及日本高桥克信<sup>[121]</sup> 都有文章发表。国内在这一领域内也有进展，系统探讨了硫酯类捕收剂选择性较好、用量少及兼有起泡性的内在原因等<sup>[122, 123]</sup>。

浮选药剂研究使用及控制理论的发展。苏联学者<sup>[124, 125]</sup> 多年来致力于不同经验公式，是从药剂作用的热力学理论计算，求出浮选所需药剂浓度，用以作为控制加药的依据的。Ал-Памов 的工作较为突出，他们的结果不但适用于苏联选矿厂，而且据称与加拿大选矿厂的工业实践也一致。据报导，这一研究在工业上应用，收到良好效果。

在工业生产条件下，浮选药剂的作用受到多种其他因素的影响。只有在各项主要条件都达到适于该药剂时，才能获得好的结果。不同药剂常常要求不同的配合条件，这很难在小型试验中考察清楚，因而经常出现在小型试验效果好的药剂，在工业上却得不到应有的结果。为了解决这个问题，美国 Klimpel, R 等提出一种称为 R, K 参数控制的概念和数学式<sup>[126]</sup>，将实际浮选过程分为两种类型，即 R 控制过程（或称平衡控制 “balance control”）和 K 控制过程（rate control）。在 R 控制过程中药剂的种类及添加量起主导作用；在 K 控制过程中，矿浆流速、温度、充气情况、矿浆密度、浮选时间等起主导作用。可以从特定设计的试验数据经过数学处理、求出 K 值及 R 值大小，确定实际生产是处于何种过程下，从而分析问题所在，找到各种药剂在现场应用中的问题。这一方法最初用于煤浮选用药研究，最近报导较多，用于研究有色金属矿浮选，引起重视。

选硅酸钠化学又再度引起注意。Falcone, J. S<sup>[127]</sup> 研究认为在低模数硅酸钠溶液中，



硅酸主要以单体，二聚物，短链或小环状存在；在高模数溶液中，硅酸则主要以复杂的，带分支的环和缩合聚合物硅酸阴离子存在。硅酸钠通过与矿物表面二价金属阳离子作用，从而降低在矿物表面上特性吸附，使其具有表面活性，可溶的硅酸组分选择性吸附在氧化物表面活性区上，降低捕收剂的吸附，矿物表面亲水性增强。通过硅烷醇基团缩合，可能产生不可逆的硅酸吸附层，并认为表面缩合的硅烷醇溶解掉矿物表面多价金属是硅酸钠分散矿物的主要原因。吸附的硅酸组分相互作用，促使可溶性的聚合二氧化硅溶解，亲水的缩合聚合硅酸阴离子作用于矿物新鲜表面，阻止捕收剂吸附是硅酸钠抑制矿物的又一原因。

不同形状颗粒的浮选特性也有研究。Gapany, P.<sup>[128]</sup>等试验了球形和圆柱形粒子浮游特性，指出在无限大的液-液界面下，气泡能支撑的球形和圆柱形颗粒的最大重量随着半径、接触角、两种液体的密度差和界面张力而增大。为保证良好浮游，需加入表面活性剂以增大接触角。Dippenaar, A.<sup>[129,130]</sup>用高速摄影技术研究了固体对泡沫的破裂行为，作者以不同形状，不同疏水性的颗粒与人工薄化水膜之间相互作用，发现在 $\theta > 90^\circ$ ，表面光滑的球形粒子在液膜变薄到粒子在液膜中起桥连作用时，液膜破裂。方铅矿粒子，在液膜上下两面与粒子形成的两条三相润湿周边移向粒表面的同一不连接带时，即使 $\theta < 90^\circ$ ，粒子会使液膜破裂； $\theta$ 接近 $90^\circ$ 的粒子使液膜破裂的效率较低；中等疏水的粒子表面罩盖有油时，形成 $\theta > 90^\circ$ 的粒子有效地成为破裂液膜的粒子，作者进一步研究了颗粒的粒度对泡沫中气泡间的液膜变薄的速率是液膜破裂的决定性步骤。

## (二) 浮选工艺

白钨浮选一直是问题，核心所在是与其它含钙矿物（方解石、磷灰石、萤石等）分离，难度确实较大。最近美国Mercada<sup>[131]</sup>提出用多价金属盐与硅酸钠经特殊混合制备的水溶胶能抑制方解石、磷灰石等脉石矿物，成功地从含0.9%  $WO_3$ 的矿石中浮出品位为64.05%  $WO_3$ ，回收率92.5%的白钨精矿。研究认为只有在连续搅拌的硅酸钠溶液中加入多价金属盐溶液，形成的水溶胶才有效。水溶胶的作用可能与形成的胶粒粗细及稳定性有关。金属与硅酸钠的摩尔比例至关重要。金属的原子体积与白钨矿浮选效应之间有明显的线性关系。金属原子体积愈小，水溶胶形成的胶粒越细，越稳定，对含钙矿物方解石和磷灰石的抑制作用愈强，白钨浮选效应也愈大。在试验的金属盐 $[FeSO_4 \cdot 7H_2O, CoSO_4 \cdot 7H_2O, CuSO_4 \cdot 7H_2O, Be(NO_3)_2, Al_2(SO_4)_3 \cdot 10H_2O]$ 与硅酸钠配成水溶液中，有多价金属的抑制效应大小顺序，其中最大的是 $Co^{2+}$ ，其次为 $Fe^{2+}$ 。从经济观点 $Fe^{2+}$ 比 $Co^{2+}$ 为宜。再者，萤石与方解石的分离也甚为困难。最近日本北海道大学Takamor等人<sup>[132]</sup>采用了一种专门的测试技术研究了萤石与方解石的浮选行为，发现采用十二烷基硫酸钠浮选时对于萤石以化学吸附为主，表面形成十二烷基硫酸钠，其次才是静电吸附的物理吸附，而对方解石十二烷基硫酸钠的吸附主要是静电吸附。在此基础上建立了吸附（adsorption）洗涤（washing）—浮选（Flotation）新工艺。这一新工艺有可能引用于白钨浮选，不仅得出白钨精矿，而且还可能得到萤石精矿和方解石精矿。

锡石浮选也有进展。Radelink T. B. M.<sup>[113]</sup>认为锡石浮选最佳粒级为80微米，分级浮选比不分级好，浮选矿浆密度应为1250—1350克/升，采用深槽浮选有利，延长精选时间可克服机械夹杂而提高精矿品位，提出处理细粒锡石最好的办法是在保证锡回收率最高前提下浮出低品位精矿、然后送烟化处理。对难选锡石提出了在浮选前化学处理方法，细磨矿石可在加适当药剂的弱酸性或强酸性悬浮液中处理，含氟药剂（如硅氟化钠）最适用，之后脱去液