论 文 目 录

1. 铅锌选矿技术进展……西北矿冶研究院　邝镇国　李家庆（1）
2. 锌冶炼技术新发展及雏议……株洲冶炼厂　赵德铮（10）
3. 铅锌选矿药剂的新进展……长沙矿冶研究院　见百熙（17）
4. 从氧化铅锌矿中综合回收铅、锌、钒、镉和钼的研究……
昆明工学院　张文彬　张惠琼等（21）
5. 铅锌异步混合浮选新工艺的应用……北京矿冶研究总院　赵纯录　李凤楼（28）
6. 开发利用陕西铅硐山高氧化率铅锌矿……兰州有色冶金设计研究院　蓝添麟（34）
7. 氧化锌矿石的选矿工艺……长沙有色冶金设计研究院　吴夫彬（41）
8. 从氧化锌矿回收锌的冶炼工艺研究……北京矿冶研究总院　尹才桥　曹祥瑞（47）
9. 螯合型捕收剂——辛基羟肟酸（盐）浮选氧化锌矿机理的研究……
广州有色金属研究院　何晓娟　程德明　广东工学院　宫中桂（51）
10. 高硫铅锌矿石分选工艺的进展……北京矿冶研究总院　宣道中　吴玉今等（57）
11. 矿石脱泥及矿泥选矿工艺研究与初步实践……凡口铅锌矿　罗良士　戴晶平（61）
12. 新工艺流程、新药剂制度、新设备处理铅锌矿石的生产实践……
西林铅锌矿　颜怀银（69）
13. 从大理岩锡石硫化矿中综合回收铜铅锌的研究……
湖南有色金属研究所　徐敏　李碧平等（74）
14. 银铅锌氧化矿选矿工艺研究……浙江省冶金研究所　汪炳才（79）
15. 含锡—铅锌矿石浮选工艺的研究……北京矿冶研究总院　李长根　刘少先等（84）
16. 擦洗对架崖山氧化铅锌矿石重介质分选的影响……
昆明冶金研究所　汪兆龙　刘和庆（89）
17. 株冶铅锌资源综合利用的实践和措施……株洲冶炼厂　黄作仁（95）
18. 东川铅锌矿开发利用前景与发展对策……东川矿务局科研所　李文孝（99）
19. 提高花牛山铅锌矿选矿指标研究……西北矿冶研究院　黄光锴（103）
20. 小型铅锌选矿厂的生产实践……铜陵有色金属公司设计院　伍德友（108）
21. 按银赋存规律改革工艺提高银回收率……厚坝矿　张英泉（113）
22. 下湖铅锌硫矿石的分选……江西铜业公司科研设计所　陈根太（119）
23. 渣尔太群含碳铅锌矿选矿流程及选矿药剂……
内蒙古冶金研究所　苏丽娜　内蒙古地质实验测试中心　李铁军（124）
24. 氧化铅锌矿石的浮选试验研究……西北有色金属地质研究所　邵明武（129）
25. 东川高锌低铅混合氧化铅锌矿石浮选工艺特点……
东川矿务局科研所　王德华（132）
26. 厂坝铅锌矿的废水治理……西北矿冶研究院　杜　军（136）

27. 有机活化剂在菱锌矿浮选中的活化作用及机理研究……
昆明工学院 王 资 杨 敖(142)
28. 用亚硫酸钠法分选昌化铅锌……昌江昌化铅锌矿 张名先(151)
29. Fe—2*抑制剂在选锌中的应用研究……
桓仁铜锌矿选矿厂 李忠堂 北京矿冶研究总院 马滢亮(153)
29. 铅锌原矿品位及氧化率对浮选指标的影响……
北京有色金属研究总院 卢凤玲 张秀华(161)

铅锌选矿技术进展

西北矿冶研究院　邝镇国　李家庆

我国的铅锌资源丰富，总储量约占世界的24%左右，居世界前列。其中铅金属储量仅次于美国，居世界第二位，占世界储量的15%左右；锌金属储量居世界首位，约占世界总储量的30%以上。我国的铅锌资源72%分布在西南、中南和西北地区，全国三分之二的储量集中于云南、内蒙古、甘肃、广东、湖南、广西、四川等省区，且又多系共生矿床。综合利用价值高，建国以来，我国有色金属发展迅速，铅锌金属产量与建国初期（1949年，全国总产量仅4600吨）相比，增长100多倍。但由于目前我国的铅锌资源开发利用程度比较低，全国有64%的储量尚未被开发利用。而且我国铅锌生产的增长速度小于消费量的增长速度，所以铅锌金属长期不能满足国民经济发展的需要。建国以来，几乎年年需要进口，耗用了国家大量外汇。预测到2000年，我国对铅锌的年需求量将达100万吨。因此，迅速发展铅锌工业，加速开发新矿山和科技攻关，调整、扩建和改造老矿山，挖掘潜力，充分发挥资源优势，是完全有条件满足消费量增长的，并对扭转铅锌长期不能自给的局面意义十分重大。

国外在有计划加强铅锌资源开发的同时，重视不断地扩大资源储量，寻求新的金属来源。美国地质勘测局报道，1986年在距加里福尼亚—俄勒冈海岸约30公里的太平洋海底，发现铅、锌、铜、银及金的重要矿床。某些样品含锌43%、铅14%、铜5%，金和银分别为2克/吨和668克/吨，引人注目。

美国、苏联等资源大国发展铅锌工业的方针是：抓基础、稳步发展铅锌生产，提高精铅和精锌产量。日本、西德等国由于资源不足，矿石和精矿大部分靠进口，考虑到原料来源和市场需求两个因素，其发展方针是稳定生产能力，提高冶炼技术，大力发展两头在外的铅锌加工工业。

根据英国经济情报研究所预测，1988年世界铅将过剩，价格下跌；锌需求稳定，产量价有可能下降。据美国矿业局预测到2000年铅需求增长较快，但货源充增加，锌裕；锌的需求增长适中，货源供应一般。我国锌资源丰富，要不失时机发展铅锌工业，参加国际竞争。

铅锌工业是传统产业。近年来国外在铅锌选矿技术方面虽无重大突破，但在选矿工艺、设备、选矿药剂、选矿厂自动化、资源综合利用等方面已经取得进展。我国在改善选矿技术经济指标、提高矿石综合利用程度、增加产量、改进工艺、发展地方中小矿山和提高经济效益等方面做了大量工作，取得了一定成效，但与国外相比，仍存在较大差距。

一、铅锌生产概况

1986年资本主义国家矿产铅减产2.68%，总产量为240.9万吨，金属铅产量为399.2万吨，比1985年减少20.4万吨。矿产铅减产最多的是美国和澳大利亚，分别减少18%和8%；

金属铅美国下降11%。

1986年资本主义国家矿产锌减产2.4%；产量为498.8万吨。减产最多的是欧洲、美国和日本，分别减产4.7%、15.5%和13%。金属锌产量降低2.7%，产量只有483.5万吨。其中加拿大减产17.6%。

1986年西方国家有11个新矿山投产，新增金属产量约为30.6万吨；同期关闭15个矿山，减少产量15万吨。

1986年日本古远部、铅山、花轮、堂屋敷等四个矿山关闭，释迦内、细仓和茂住三个矿山减产。

位于阿拉斯加西北部的美国红狗锌一铅一银矿将在1991年投产，它将是西方世界最大的锌生产矿山。

美国铅锌选厂的铅、锌精矿品位一般分别为70%和55%，先进水平分别为80%和63.8%；铅、锌回收率一般分别为90%和86%，先进水平分别为98.9%和91.2%。

据1985年工业普查资料统计，我国的铅锌生产1981年至1985年铅年增长率为4.3%，锌年增长率为8.1%。预计今、明两年由于锡铁山和厂坝一期工程投产，铅锌金属产量将增加10～12%。

1985年全国铅锌统配企业铅、锌回收率平均分别为83.1%和88.1%；铅、锌累计品位分别为60%和50%左右。

我国部分铅锌矿山的原矿品位出现下降趋势，难选矿石比例逐步增加，给提高选矿指标带来了困难。1985年和1979年相比，铅的回收率由85%降到84.2%，锌回收率由87.6%提高到90.3%，铅精矿品位由58.2%提高到59.7%。通过最近几年的努力，我国铅锌选矿厂降低了部分主要原材料消耗，其中降低幅度较大的是浮选药剂和水，1987年与1979年相比，水的单耗由8.89吨降到5.32吨，1987年捕收剂单耗为305克/吨、钢球为1.371公斤/吨、电耗为40.33度/吨。同时，选矿生产的技术水平也有了提高，不少选矿厂采用多碎少磨的措施来挖潜节能，取得了良好效果。水口山选矿厂和桃林铅锌矿选矿厂都曾分别采取措施减小碎矿粒度，提高球磨机生产能力25～30%或提高磨矿机利用系数30%左右。此外，部分选矿厂对工艺流程进行了改进，推广和发展了多金属硫化矿等可浮分选流程、阶段磨浮流程和分支串流浮选流程，重视提高综合回收水平，提高了矿石的综合利用程度和产品质量。

1987年我国主要铅锌矿山的选矿指标如下表所示。

1987年我国主要铅锌选矿厂生产指标

选矿厂	原矿品位(%)		精矿品位(%)		回收率(%)	
	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
西　林	3.68	5.08	63.17	49.59	89.94	87.24
银　山	1.15	1.30	63.88	49.25	81.54	81.61
青城子	2.78	1.73	69.25	54.95	90.83	89.21
桃　林	0.75	1.24	72.93	55.05	88.03	90.13

水口山	3.22	6.90	60.20	52.20	78.00	87.90
黄沙坪	2.99	6.08	71.96	44.88	90.10	92.39
凡口	4.71	11.46	52.39	52.40	81.45	92.33
柿竹园	2.55	2.48	62.27	42.73	84.15	82.97
潘家冲	2.15	2.65	60.90	49.19	86.87	86.19
赫章	2.63	10.26	58.04	55.76	74.60	92.25
小铁山	2.07	3.07	—	—	78.25	85.64
天宝山	0.76	1.81	57.99	48.40	81.50	86.45
桓仁	0.33	0.95	69.03	55.61	52.76	87.56

国外铅锌选矿厂处理每吨矿石的消耗一般为：电21.8度，水3.81吨，钢球0.375公斤，钢棒0.112公斤，磨矿机衬板0.05公斤，捕收剂82克，起泡剂68克，调整剂0.69公斤；平均劳动生产率50～70吨/人·日。

我国选矿厂与之相比，存在四低、四高的问题，即劳动生产率低5～10倍，美国浮选厂的平均劳动生产率小选厂为30吨/人·日，中型选厂为100吨/人·日，大型选厂为300吨/人·日；设备运转率低15%左右，国外设备运转率在95%以上；精矿质量低；设备生产能力低，同规格的设备一般比国外低50%左右。四高即日处理一吨矿石所需的浮选机容积定额高、电耗、水耗高，钢球、球板消耗高，浮选药剂消耗高。

三、基础研究

随着科学技术的发展，国内外的高等院校和研究机关都在加紧基础理论研究，并取得了一些成果，这对于改进选矿工艺和生产实践将有着深远的指导意义。

冯其明等研究了方铅矿表面元素硫的作用与行为，采用能谱仪、气相色谱分析和浮选试验研究表明，方铅矿表面元素硫的数量与方铅矿的无捕收剂浮选有很好的对应关系，并确定无捕收剂浮选的速率和最大回收率。

胡为柏、王淀佐教授的博士研究生深入开展了分支载体浮选研究，对铅锌矿等矿泥进行分支载体浮选试验，取得良好效果。从理论上提出了一种微细粒浮选的新概念，在理论与实际的结合上取得了新进展。

我国的浮选药剂理论研究取得重要成果，王淀佐教授等应用“浮选剂找药分子设计理论”，研制出硫化矿选择性捕收剂硫羰酯。

P.G.Parsonage等人使用哈里蒙德浮选管和小型浮选槽，研究了多种矿物（石英、石膏、伊利石、褐铁矿、高岭土、黄铁矿及其他矿物）矿泥对用乙基钾黄药浮选方铅矿的影响。证明矿浆中有伊利石和石膏矿泥存在时，以乙基钾黄药为捕收剂，在pH8的条件下，方铅矿的浮选是非常不稳定的，而具有较高负电位的褐铁矿、高岭土和碳酸铅矿泥，因为吸附捕收剂等，对方铅矿浮选的影响较小。

J.Leppinen在研究硫化钠存在时硫醇捕收剂在硫化铅表面吸附后指出，捕收剂的吸附与解吸取决于由硫化钠保持的电位。

B.Marouf 等人使用高级黄药——戊黄药，通过预先用ClO^-或MnO_4^-来氧化矿物表面的办法来替代用Cu^{2+}活化矿物表面，证明闪锌矿无需预先用金属离子活化，能在pH＜4.0的条件下浮游。

苏联М.П.Жолшньекова研究联合应用超声波和电化学方法变性处理黄药溶液。并且确定联合法处理的主要氧化产物是二黄原酸盐和一硫代碳酸盐的二硫化物。它们的产率及浓度比例随溶液的原始浓度和处理条件而异。两者比例不同，在铜、铅、锌矿物上的吸附量不同，能使铅、锌品位分别提高5%和6%，锌回收率提高7%。并为此设计了工业处理装置——水动力超声波发生器，完成了工业试验。

佐佐木弘等人研究使用乙基钾黄药浮选铜铅矿物时，利用淀粉黄药进行铜铅分离。研究确定淀粉黄药对方铅矿表面选择性吸附，在方铅矿表面形成多分子层亲水薄膜，这是对方铅矿产生抑制的原因。而黄铜矿表面上由于乙基钾黄药的单分子定向吸附，产生疏水化效果，其可浮性不受少量淀粉黄药吸附的影响。从而可利用淀粉黄药来实现铜铅分离。

S.Gaidarzhiev等人研究了矿物电导率、热电动势与铅矿物可浮性之间的关系。研究结论表明，铅的回收率随热电动势增加而呈线性下降；在铅精矿中锌的含量随电导率的降低而呈线性升高。

三、矿石预选

国外铅锌矿采用重介质预选较为普遍。据报道铅、锌产量居世界第二位的苏联有40%的铅锌选厂应用重介质预选。重介质预选具有提高入选品位、扩大资源利用率、减少碎磨矿量、节约能耗和药剂、降低生产成本和提高选厂处理能力等优点。

六十年代末期，美国推出了狄纳旋涡旋流器（D.W.P）作为重介质分选设备。七十年代末意大利米兰的特莱斯特大学提出了在一台分选器上进行粗、扫选得三种产品的设想，形成了最早的三流分选器。这种一个分选器得到三个产品的分选设备实际上由两段的狄纳旋涡分选器拼装而成的。目前已有约20套在各国使用。我国的凡口铅锌矿已引进一套三流分选系统成套设备，预计1988年安装完毕并完成试验。

澳大利亚芒特·艾萨公司银铅锌矿选厂重介质车间在投产以来，抛废率达30%，铅、锌和银的回收率都达到97%以上。由于矿山供矿不足，最近已处理堆存的贫矿12000吨，抛废率达41%，使以前属于不经济的物料得以利用。

我国的铅锌选矿厂应用重介质预选较少。应用过的有柴河和青城子；目前还在应用的有大厂长坡和车河。1987年，水口山铅锌矿已完成重介质旋流器选矿半工业试验，抛废率达到24.33～26.21%。

除重介质预选之外，国内外都在发展拣选机的应用。到目前为止，国外研制成功并用于工业生产的拣选设备大致可分为光电拣选机（包括激光拣选机）、辐射拣选机、电磁拣选机和X射线散射拣选机四大类型。其中电磁拣选机是国外近年研制成功的一种高效设备，它主要是根据矿块所含元素种类和品位不同而反映出其导电性、导磁性的差异来工作的，因此不受矿石与脉石比重差的限制进行分离。其主要特点是拣选指标高，应用范围广，尤其适用于

有色金属矿的预选。

南非研制的电磁拣选机已在印度、加拿大、西德投入运行。目前国外用于工业生产的有M19Q型和M27型两种规格。

国内目前尚处于研制阶段，通过近两年的研究，西北矿冶研究院已研制一套实验装置，并用于铅锌矿石、铜矿石、镍矿石的拣选试验，取得了令人满意的结果。在专家评审的基础上，该院正在研制一台处理能力为30吨/时的工业样机，预计在1989年投入工业试验。

四、浮选工艺进展

近年来，铅锌选矿工艺取得了一定的进展，表现在下述几个方面：

1．选别流程多样化，选矿工艺进一步完善

铅锌矿石由于矿物组成及性质不同，选别工艺亦不相同。首先在磨矿流程结构方面，注意从矿物工艺学研究入手，加以改进。日本丰羽选厂由于有用矿物嵌布极细，若使其达到单体解离需磨至－325目，该厂采用五段磨矿的组合流程，获得的铅精矿品位76.89%、铅回收率89.6%，锌精矿品位57.41%，锌回收率94%。我国铅锌选矿厂推广应用了阶段磨浮流程，多数选矿厂采用此种流程改善了技术指标。佛子冲选厂采用中矿再磨流程，铅、锌、银的回收率分别提高3.89%、2.31%和4.71%。西林铅锌矿有用矿物粗、细不均匀嵌布，北京矿冶研究总院研究制定阶段细磨、铅、锌粗精矿分别再磨的工艺流程，铅、锌、银的精矿质量和回收率都得到较大的提高。西北矿冶研究院对花牛山铅锌矿亦作过类似的研究，得出了相同的结论。浑江铅锌矿采用阶段细磨（95%－200目）和粗精矿再磨，铅采用七次精选。这是处理细、杂、贫矿石需要细磨和强化精选的一个范例。

优先浮选流程在铅锌选矿中仍占据着重要的位置。随着等可浮流程和分支串流流程的推广和发展，铅锌选别流程更加多样化。银山铅锌矿应用分支串流浮选流程，铅回收率提高1.0～1.5%，生产能力提高15%，节电35万度。水口山铅锌矿从1986年1月开始，在等可浮流程的基础上采用分支串流工艺，铅、锌回收率分别提高2.25%和1.13%，并提高铅、锌精矿品级和节省了药剂。水口山对难选铅锌选矿工艺研究时，又推出了重介质预先富集-半优先快速等可浮流程。北京矿冶研究总院和凡口铅锌矿根据矿石特征和密闭鼓风炉熔炼的需要，制定出异步混合浮选新工艺，大幅度地提高了铅、锌、银的回收率和混合精矿品位。青城子和桓仁根据自有矿石的特征，分别将优先流程流程改为混合浮选流程后，铅、锌精矿品位和回收率都有较大提高。

在浮选流程结构方面，西林铅锌矿将铅精选次数由原来的三次增至四次，将铅扫选次数由二次改为三次，锌精选次数由四次改为五次，锌扫选由二次改为四次，提高金属回收率，改善了精矿质量。

四川某铅锌矿是一个多金属矿床，矿石含铅5.5%、锌11.7%、银66克/吨，铅、锌氧化率分别为50.98%和33.73%。制定了“先硫后氧”的优先浮选流程，获得铅精矿品位57.3%、锌精矿品位57.56%，铅回收率90.3%和锌回收率82.84%的好指标。

苏联日阿列姆铅锌矿矿石中含有18～50%（几微米到10微米）的矿泥，采用泥、砂分选流程，铅回收率提高20%。

2．复杂硫化矿分选进展

近年来，铜铅分离方法又取得了进展。把二氧化碳用于铜铅分离取得了较好结果，该法是

将硫酸锌、硫化钠、二氧化碳气体依次给入搅拌槽调浆。硫酸锌和硫化钠在黄铜矿和方铅矿表面生成硫化锌膜，加入二氧化碳后能清除黄铜矿表面的硫化锌膜及污染物，露出新鲜表面，从而使黄铜矿得以活化，而方铅矿处于抑制状态，实现铜铅分离。

日本若松贵英等人继续从事硫酸化一浮选分离法研究，对印尼的一种复杂铜铅锌硫化矿石采用该法处理取得较好结果。其实质是将铜铅锌混合精矿用60%（按体积计）的硫酸溶液在100℃下浸出40分钟，99%的锌浸出，此时黄铜矿表面不受硫酸化条件的影响，方铅矿表面转化为硫酸铅的亲水表面，从而浮选铜矿物达到铜、铅分离的目的。但该法距工业应用，为期尚远。

在第十五届国际选矿会议上，Y.S.KIM等介绍了用高梯度磁选从黑矿浮选的铅精矿中脱除（有弱磁性的）黄铜矿的试验结果。加拿大和墨西哥都做过这种试验。中南工业大学对湖南潘家冲铅锌矿铜铅混合精矿进行振动高梯度磁分离研究，对水口山的铅精矿和锌精矿进行高梯度磁选脱铜研究，也对桃林铅锌矿的铜铅混合精矿进行磁分离研究，都实现了铜—铅分离，取得了较好结果。高梯度磁选应用于铜—锌分离亦取得了良好结果。

日本东北大学臼井教授来华讲学时介绍了亚硫酸分离铜一铅的关键是：先用亚硫酸溶液将矿浆pH值调到4，然后再加$Ca(OH)_2$使pH稳定在6左右，这时分选过程明显稳定，日本把这一关键称之为4—6工艺过程。

在矿石中铅含量比铜低时，混合精矿分离往往采用抑铜浮铅法。这种分离方法对铜铅混合浮选中添加的捕收剂和铜铅分离给矿中存在的阳离子（Fe^{3+}、Cu^{2+}、Zn^{2+}）很敏感。某选厂使用含有高铁（>150ppm）的矿山水作为冲洗水，结果使铜一铅分离变坏。然而在添加活性炭以前添加氰化物，分离能得到某些改善。用硫化钠和锌氰络合物代替氰化物抑铜的方法，在分离含有次生铜矿物的矿石时使用它。

邱子致报道应用水玻璃与重铬酸钾混合（1:1）溶液进行铜铅分离。由于水玻璃的$HSiO_3$和硅酸（分子和胶粒）具有很强的水化性，可以附着于铅矿物表面，起到较强的抑制作用。八家子铅锌矿采用（水玻璃与重铬酸钾）混合物和CMC取代亚硫酸蒸汽加温法分离铜一铅，完成工业试验，取得了与原工艺相近的分选指标，降低了生产成本。

浙江龙泉使用腐殖酸钠分离铜铅混合精矿，不仅可取得与重铬酸盐法相同的工艺指标，而药剂费用仅为重铬酸盐法的四分之一。

在铜锌分离方面，苏联哲兹卡兹干选矿厂利用羧甲基纤维素获得成功。该厂处理的矿石中次生铜含量高，采用硫酸锌—氰化法分离所得的铜精矿含锌高（4～12%），影响铜精矿质量。曾采用亚硫酸钠—硫酸锌法抑锌未取得满意结果，后来使用羧甲基纤维素，使矿浆中Zn^{2+}浓度保持在50～90毫克/升范围，抑锌浮铜取得满意结果。

西班牙塞罗·科罗拉多选矿厂的实践表明，当矿石中以辉铜矿存在的铜含量达30%时，在碱性条件下应用酸式亚硫酸锌〔$Zn(HSO_3)_2$〕和氰化物溶液可以显著改善对矿石中闪锌矿的抑制。

柿竹园多金属矿李云报道，以陈醋＋水玻璃代替氰化物＋水玻璃分选野鸡尾选厂铅锌硫混合精矿，小型试验铅回收率提高3.80%，铅精矿品位提高15.44%。试验结果还有待于在生产中进一步验证和完善。

在铜一铅、铜—锌、铅一锌等分离方面，原有的分离方法大多数仍在应用。目前，世界各国对浮选分离前矿浆预先处理都极为重视，特别是对难分离的矿石。预先处理可以扩大矿

物之间可浮性差异，提高分离选择性，强化分离过程。

苏联乌恰林铜锌黄铁矿选矿过程中，在闪锌矿与黄铁矿分离时，将矿浆加温至60℃，分离效果显著改善，锌作业回收率提高5～10%，锌精矿含铁减少30～50%。此外，红乌拉尔、卡拉巴什、基洛夫等处理铜锌黄铁矿的选厂也有类似的实践。

南非布罗肯·希尔多金属选厂的研究表明，浮选前充气可以显著活化黄铜矿，而方铅矿则受到明显的抑制，浮选前充气使铜粗选回收率提高20%。

据报道，用电化学法处理矿浆使矿粒在电场作用下荷电，改变矿粒表面电位，促进药剂的吸附与解吸，可改变矿物的浮选行为。对铜铅混合精矿进行电化学处理，当工作电极的电位在0.2～1.0伏时，方铅矿的可浮性明显提高，而铜矿物可浮性则下降，改善了铜铅混合精矿的分离效果。

张积寿等在氧化铅锌矿浮选时，用电化学法预处理矿浆。试验证明，预处理的关键是电极材料。在氧化铅浮选时以铜电极为最好，硫化钠用量减少40%；氧化锌浮选时以铝电极为好，硫化钠用量减少80%，并实现了不脱泥浮选。

3．选矿药剂研究与应用

国外在铅锌多金属矿浮选实践中，有50%的选厂使用混合捕收剂或在不同作业中使用不同的捕收剂。经过实践证明，混合用药是利用药剂的协同效应，能够减少用量、提高指标。两种或两种以上起泡剂共用，或在不同选别作业中分别使用不同的起泡剂，也是使用起泡剂的新趋势。

在我国单一使用黄药选别铅锌矿石的局面已被打破。丁基铵黑药、乙硫氮、苯胺黑药、25号黑药、丁基钠黑药已被广泛采用。湖南水口山、桃林和黄沙坪都采用乙硫氮配合其他捕收剂进行选别。吉林浑江铅锌矿和黑龙江西林铅锌矿都采用苯胺黑药，以强化微细粒铅的捕收。

广州有色金属研究院研制的苯酚铵黑药已在广西大新铅锌矿生产中使用，均取得与丁基铵黑药、丁基黄药（4:1）混合剂和单独使用丁基铵黑药相近的技术指标。

混合采用十二胺和仲辛基黄药作捕收剂浮选氧化锌矿物时，其效果非常显著。当矿浆中有重金属离子存在时，也不能使方解石上浮，这说明混合捕收剂在这种情况下表现出相当好的选择性。

广西大厂矿务局采用异丁基黄药替代丁基黄药浮选硫化矿的小型和工业试验结果表明，铅、锌产品质量及回收率均有提高。此外还可节省松醇油和石灰，降低药剂成本。

对氧化锌浮选研究表明，其指标与矿石中含铁量紧密相关。使用腐殖酸铵可有效抑铁，改善了浮选选择性。在精选中使用碳酸钠、硫化钠组合剂可使锌与钙、镁碳酸盐等脉石矿物选择性地分离。

在毒砂与硫化矿物分离方面，中南工业大学进行有机抑制剂的应用研究，并考察有机药剂组合对单矿物和人工混合矿分离的影响，取得了可喜的进展。

苏联日阿列姆铅锌矿矿石中含有大量水溶性锌、铁、镁、锰、钙等化合物，矿石非常难选。矿浆中加入硫酸铵和水玻璃混合物可以消除锌、铁离子及其化合物的有害影响，有助于药剂与矿物表面相互作用，浮选指标得到明显改善。

在细粒硫化矿浮选时，添加无机电解质（氯化钠）能调节矿物表面电性，使水化膜减薄，细粒矿物吸附黄药增多，从而提高细泥矿物（－10微米）回收率。氯化钠添加的适宜浓度

为0.5毫克/升。

4。综合回收贵金属

铅锌硫化矿或铜铅锌多金属矿床常常伴生有大量的金、银等稀贵金属，其中银最为常见。我国的白银储量居世界第六位，而铅锌矿中的伴生银占65%，银品位也比较高。铅锌矿中其他伴生元素有镉、锗、铟、铊、铯、镓、锡及少量的金。因此各国对综合回收都极为重视。

美国13个铜铅锌多金属选矿厂原矿平均含金0.89克/吨、银64.6克/吨，金、银回收率分别为70%和93%。

日本堂屋敷、松峰、内之岱三选厂1986年上半年原矿平均含金0.55～0.76克/吨，含银60～93克/吨，金、银回收率分别计划达到58～78%和78.5～88%。

同世界平均水平相比，我国铅、锌矿中金、银回收率都要低10%左右。目前，国内的科研和生产单位都十分重视从多金属矿石中回收金、银，并在生产中取得了可喜的进展。为了充分回收金、银，一些选厂采用少氰、无氰工艺或用重选提前回收粗粒金，选择适宜的调整剂、捕收剂或采用阶段磨选流程等技术措施，大幅度地提高了金银回收率。

辽宁八家子铅锌矿原矿含银150～200克/吨，采用无氰浮选法并在混合浮选改用丁基铵黑药以后，使银的回收率由30%上升到69.26%。

西林铅锌矿采用铅、锌粗精矿分别再磨、改变流程结构、使用混合捕收剂等措施，在提高铅、锌指标的同时提高银回收率14%。

银山铅锌矿改用无氰浮选并辅以强捕收等措施，使铅精矿中银回收率达到73.11%，每年多回收银3.76吨。

小铁山多金属矿原矿含金1.5～1.85克/吨，以前采用单一浮选法金回收率低。在一段磨矿排矿处增设螺旋溜槽回收粗粒金，工业试验金的回收率提高10%。

5。设备与自动化

国外设备大型化的势头正在放慢，国内铅锌选矿设备大型化刚刚开始。白银公司三冶炼选矿车间、厂坝铅锌矿和锡铁山铅锌矿安装使用了JJF—8型浮选机。西林铅锌矿使用SF型浮选机作吸入槽、JJF型浮选机作直流槽组成浮选机联合机组，省去鼓风机。联合机组的铅锌回收率比6A浮选机分别提高1.6%和3.0%。凡口铅锌矿选矿厂大型浮选机的安装工程于1988年初竣工投产，使该厂生产能力由日处理矿石3000吨提高到4500吨。

各国对选矿过程自动化检测与控制都比较重视。澳大利亚芒特·艾萨选矿厂在应用计算机自动控制中，已经采用了流程分析模拟和模型技术，并完成了主流程控制系统的数控计算机化。

苏联普多夫等人研究按矿浆中锌离子剩余浓度来控制硫酸锌和氰化钠最佳用量的方法，来调节分离过程的选择作用，使铜回收率提高1～3%、铅回收率提高1%，并且减少氰化钠和硫酸锌用量4%，减少活性炭50%。

凡口铅锌矿于1986年初引进了一套完整的库里厄30型矿浆载流x荧光分析系统，分析速度快、精度高，为实现自动化控制创造了条件。

八家子铅锌矿磨矿过程采用微机自控。这是我国有色系统首次采用单板机在工业过程控制中实现多回路综合控制。该控制器由TP801B型单板机组成，在工业应用中使磨矿作业达到了稳定化生产，提高磨矿产品质量。

西北矿冶研究院研制的BYF—Ⅱ型x荧光载流分析仪、新型微机控制加药机系列产品、磨矿浮选系统微机检控制装置和黄药剩余离子浓度测定仪等自动化装置和仪器，已在有色金属选厂中逐步推广应用。其中电子数控加药机系列产品在全国130多个厂矿推广257台，累计加药点达2500多个，收到了减少药剂耗量、降低生产成本、稳定选矿生产、改善工人劳动条件或提高工艺指标的良好效果。1988年作为先进设备和实用技术被黄金系统推广应用。

五、问题与建议

1．保护矿山资源，制定铅锌发展战略：我国有铅锌资源600处，国家正式开发利用的不足200处。在十一届三中全会开放搞活的方针指引下，一个全民办矿的势头正在兴起，但需认真执行资源法，统一规划，以保护国家资源，防止乱采乱挖、采富丢贫，要防范给正规开采造成不良影响。

目前，我国急需铅锌金属，其发展方针应当是加速建设西北，努力准备开发西南，充分利用正在开发的资源。

2．加强氧化铅锌开发利用研究：云南兰坪铅锌矿是世界的大型铅锌矿之一，其金属储量居世界第四位、居国内第一位，并伴生有大量的镉、铊、银等稀贵金属，其价值为主金属价值的15～20%。但其氧化矿储量约占50%，其中架崖山全是氧化矿，铅锌品位（含量）又居全国之冠。其可浮性较差，利用好这部分资源影响重大。为了加强氧化铅锌矿开发利用，应集中力量研究。

3．重视矿石预选，积极开发预选设备：国外铅锌矿采用预选技术较为普遍。我国铅锌矿采用重介质预选的矿山较少，应用其他预选技术仍是空白。主要原因是设备型号品种少，介质浓度、粘度调节的自动化程度低，所使用的自产加重剂粒度、形状不合要求，再生方法复杂，缺少专用加重剂生产技术和厂家，加重剂组成和性质不稳定，从而限制了重介质预选工艺的应用。建议总公司组织专门机构从事矿石预选设备、材料研究。或选择一个矿山建立工业试验厂，开展重介质选矿分选设备（包括耐磨部件和材料）、辅助设备、介质制备和再生、介质参数和过程控制等方面的考察和研究，积累经验，以给设计部门提供投资少、建设可靠、投产快的依据和选择。同时还要积极扶植科研单位和企业研究和发展其他矿石预选富集手段。

4．加强分选技术研究，提高选别指标：我国铅锌选矿回收率、精矿品位和综合利用程度都比较低。要提高选别指标需加强矿物工艺学研究、多金属分离方法研究、专用药剂及混合用药研究、选矿过程工艺参数检测和控制研究。

5．降低消耗、提高效率：磨矿能耗一般占全厂能耗的50%以上，磨矿介质消耗也很大。在常规流程中碎矿能耗一般为磨矿能耗的12～25%，所以“多碎少磨”减小碎矿产品粒度仍应受到重视。建议凡破碎产品粒度大于12毫米的选厂要强化破碎过程，并进一步研究最经济合理的碎矿粒度。同时研究使用材质好的磨机衬板和磨矿介质，提高磨矿分级效率；研究应用助滤剂，推广应用压滤机；有条件的大中型选矿厂应逐步推广应用载流分析仪、粒度分析仪、新型微机控制加药机、矿浆黄药剩余离子测定仪和计算机技术，以实现选矿工艺过程的稳定化和最佳化，提高自控水平和效率。

6．开展系统工程研究：我国的铅锌选矿厂一般都以追求最高回收率为目标，这是不够全面的。显而易见，任何经济活动都应围绕最大效益去做工作。建议开展矿山的系统工程研

究，全面规划出矿品位（包括贫化率）、劳动生产率、处理量、精矿质量、回收率和各种消耗等之间的关系，以获取企业的最大经济效益，缩小我国选厂“四低四高”的差距。并建议高等院校加速培养系统工程研究人材，以适应经济发展的需要。

锌冶炼技术新发展及雏议

株洲冶炼厂　赵德铮

按国际铅锌研究组织的资料，1986年资本主义国家锌产量约484万吨，消费量达489.6万吨。锌的用途以镀锌为主，约占总消费量的40%，模铸锌占20%，黄铜用锌占20%，其余电池及锌的化合物用锌约占20%。塑料和铝未能取代锌的主要用途。锌的应用迄今仍很广泛，消费量经久不衰，促使锌的冶炼技术不断发展。

已知世界锌精矿最大的产出国为加拿大，苏联、澳大利亚、秘鲁、美国、墨西哥，日本也是锌资源的主要产地。锌锭的生产量在1914—1972年是美国领先。现在苏联的锌产量已占世界第一位，日本占第二位。我国的锌资源很丰富，近年又在西北及西南地区发现了大的矿藏，预计几年后锌的生产能力将可成倍增长。

“85”锌冶金国际学术会议一项调查表明，世界锌的生产能力按工艺方法划分其比例如表1，各工艺方法的能源消耗及单位生产率如表2。从表1可知，湿法（电解法）炼锌是当代提取锌的最主要的方法，鼓风炉炼锌法（ISP法）次之。

表1　　各种工艺方法的世界锌生产能力

工艺方法	生产能力（万吨/年）	产量（%）	生产厂家数	占总厂家数（%）
电解法	587.3	77.28	68	73.12
鼓风炉炼锌	86.8	11.42	13	13.98
竖罐炼锌	33.4	4.39	4	4.3
横罐炼锌	36	4.74	4	4.3
电热炉法	16.5	2.17	4	4.3

表2　　能耗及生产率的比较

工艺方法	总能耗（焦耳/吨锌）	比生产率（吨锌/米³·昼夜）
横罐炼锌	>70	0.3—0.5
电解炼锌	52—63	0.08～0.12
竖罐炼锌	66	1.25
电热法炼锌	73	1.5
鼓风炉炼锌	46—55(a)	3.4(b)

(a) 包括产0.5吨粗铅在内；(b) 以铅锌生产为基础。

一、湿法炼锌的新进展

1．锌精矿的沸腾焙烧：近20年来锌精矿沸腾焙烧的炉型多采用鲁奇型（上部扩大型），它较多尔型（直筒型）有较高的床能力和较高的焙砂中的可溶锌率。比利时老山公司和澳大利亚里斯顿锌厂建成了面积为123平方米的鲁奇型沸腾炉，日处理锌精矿可达800吨，床能力6.5吨/米^2·日，此外采取快速带式抛料机进料，沸腾冷却器及圆筒冷却器冷却焙砂，从沸腾层中部排放粗砂、强制循环的床管冷却盘管和烟气余热锅炉，使沸腾焙烧作业更为经济合理。

苏联在沸腾炉利用富氧空气焙烧，是锌沸腾焙烧发展的主要方向。车里雅宾斯克电锌厂用富氧空气（含氧25—30%）鼓风，强化沸腾床的蒸发冷却装置，并在炉顶布置蒸发冷却管排，使炉床能力由6.5吨/米^2·日提高至10吨/米^2·日以上，热能的利用率也成倍提高，烟气中二氧化硫浓度约12%，烟尘率大量降低，效果显著。

2．锌焙砂的浸出：高温高酸浸出及黄钾铁矾法、针铁矿法和赤铁矿法的出现，使锌的浸出率提高10%以上，伴随的铜、镉回收率也显著提高，并便利了铅、银的回收，大大推进了湿法炼锌的发展。为了进一步完善沉铁的方法，一些新的改进已在推行，如转化法，预中和法，酸洗矾渣法，低污染黄铁钾法矾等，以力图降低矾渣含锌，减免二次污染。

日本饭岛炼锌厂的赤铁矿法，能回收锌浸出渣中的铜、铅、镓、铟、银、石膏和含铁53%的富铁渣。终渣含锌是世界最佳水平，低于1%，虽然工艺技术复杂，但综合效益好，很有竞争能力。采用该法的还有西德的鲁尔锌厂。

我国柳州炼锌厂已成功地采用高温高酸浸出和黄钾铁矾法生产。西北铅锌冶炼厂将是我国采用改良黄钾铁矾法的大型炼锌厂。

常规浸出法产出的浸出渣含锌约18—23%，除用威尔兹法处理外，日本秋田炼锌厂将浸出渣与黄铁矿调浆喷入沸腾炉进行低温(650°C)硫酸化焙烧，焙砂进行酸浸，锌、铜、铟、镉等入溶液，银留在滤渣中，将滤渣浮选，银回收率达75—80%，终渣含锌2.23%、含银55克/吨。加拿大特列尔厂的锌浸出渣含锌19%、铅12%、铁25%，全部送铅烧结配料，从铅生产中回收锌、铅、银、铜等。

我国某厂用威尔兹法处理浸出渣后的窑渣含锌小于2%、银约100克/吨。渣中砷与铁形成金属化合物而被固化，不形成二次污染，较易堆存。有报道经制粒的浸出渣采用威尔兹法可显著提高窑的处理量。我国某单位进行的锌浸出渣内配炭制粒挥发小型试验，显示可大幅度地提高窑的处理能力。用澳大利亚开发的浸没熔炼炉处理锌浸出渣，试验证明锌、铅挥发生成氧化物，回收率很高。渣中的银、铟、锗、镓等也可较好地回收，是有发展前景的。

3．锌精矿的氧压酸浸技术：1981年加拿大的科明科公司特列尔厂首先用于锌的工业生产，1983年加拿大梯明兹的柯克—克里克锌厂建成第二套投入生产。该法被认为是湿法炼锌中的最新成就，其工艺流程设备连接示意图如图1。

硫化锌精矿在湿式球磨机中闭路磨细至—325目，经浓缩的矿浆含固量70%，在供给槽中加入木质素磺酸盐，然后用隔膜泵打入高压釜的第一隔室，经预热的废电解液用离心泵打入釜内，工业纯氧从釜的搅拌器下部通入，釜内反应温度约145°C，气压127×10^{4}帕，氧分压113×10^{4}帕，反应时间约40—60分钟，浸出后的矿浆排到闪蒸槽减压及降温，然后至调节槽，硫在此凝聚为单斜硫小珠，含硫珠的矿浆用水力旋流器分级，溢流即为浸出液，送焙砂浸出

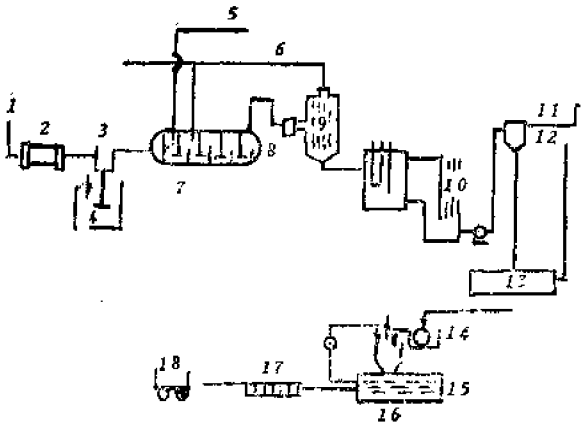


图1 锌精矿氧压酸浸工艺流程示意图

1. 锌精矿 2. 球磨机 3. 加入水蒸 4. 矿浆供给槽 5. 酸废电解液 6. 闪蒸蒸汽 7. 氧 8. 加压釜 9. 闪蒸槽 10. 调节槽 11. 浸出厂 12. 旋流器 13. 浮选槽 14. 圆筒过滤机 15. 浸硫池 16. 蒸汽管 17. 纯硫热过滤 18. 滤饼送沸腾焙烧

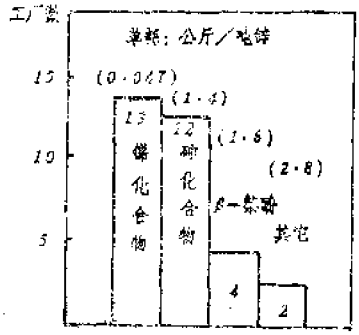


图2 除钴添加剂使用情况

系统合流处理或单独中和除铁，净液电解，底流经浮选机分离出铅银渣及硫精矿，硫精矿在熔融状态下热过滤得到产品元素硫（含S99%以上），及富硫铁精矿（含S约60%）。

高压釜为碳钢外壳，内衬铅板，保温砖及耐酸瓷砖，外ϕ3.7×15.2米，分为4个隔室，每室均装搅拌器，釜处理能力已达9.5万吨锌精矿/年。

锌精矿氧压酸浸技术的特点：

（1）冶炼回收率高。锌回收率可达98%以上，硫以商品元素硫及富硫铁精矿两种方式回收，总的硫回收率可达92%以上，元素硫与富硫铁精矿的产出比例与原料的矿物组成有关。此外铜、银、镉、铅等金属也可获得较高的回收率。

（2）生产过程强化，反应在高温高压下进行，单位高压釜容积的生产率高，100米^{3}的容积年产锌能力达5万吨以上。

（3）较传统常压浸出流程简化，可省去焙烧、收尘、制酸工序，消除了烟气污染环境因素。

（4）后续工序处理方法较灵活。浸出液可与常压流程的浸出液混合进行除杂电积，亦可单独进行生产。所产元素硫及富硫铁矿为固体物料，易于贮存，运输，可制得适应多种用途的最终产品。

但在选择这一新技术时必须研究原料的适应性。锌精矿中各主要矿物的氧化顺序由易至难为：$PbS \longrightarrow FeS \longrightarrow (nZnS\ mFeS) \longrightarrow ZnS \longrightarrow CuFeS_2 \longrightarrow FeS_2$。黄铁矿最难浸出。锌精矿中含黄铁矿多时，元素硫产出率低，富硫铁矿产出多，但铁的进入溶液是ZnS浸出的催化剂，不可缺少。锌精矿如含F、Cl高，易在溶液中积累，将使锌电积产生困难并影响设备寿命。碳酸盐的存在则将引起氧耗量的增加。

4．硫酸锌溶液的净化：据调查，当前有77%的湿法炼锌厂采用连续净液，66%的工厂用两段净液法。采用砷或锑的氧化物活化锌粉以除钴的工厂数目几乎相等，且两者占总的净液方法的80%。一般当溶液含钴低，平均为13.4毫克/升时，多用氧化锑作活化剂。而含钴高至24.5毫克/升时，多用氧化砷作活化剂。用氧化锑作活化剂时，消耗量远比氧化砷为低，且少产生剧毒气体。参见图2。

此外Zn—Pb—Sb或Zn—Sn合金锌粉的除钴效果也不错，除钴的温度在75—85°C时效果较佳。β—萘酚法、黄药除钴法给电积过程带来有机物的影响。采用的工厂已越来越少。沸腾反应器用于净化，已见于意大利、日本秋田炼锌厂，我国也已成功地用于生产。它具有单位容积生产率高，投资及生产费低等优点，值得推广应用。

西德KHD公司和普罗伊萨格公司研究成功了振动净液装置。以粒径约2毫米的锌粒取代锌粉置圆筒内，硫酸锌溶液连续流过高频振动着的圆筒，溶液中的杂质不断为磨出新鲜表面的锌粒子所置换，此法优点是反应快，净化效果好，节省锌粒消耗。

5．电积：锌电积的发展主要在以下方面

(1) 采用大面积的阴极和大电解槽：常用的面积约1平方米的阴极被扩大到3.2平方米。首先采用的是比利时的拜伦厂，15万吨的电锌厂用大面积阴极，只要140个大电解槽。加拿大特列尔厂也建成了这种用大阴极（3平方米/片）的锌电解厂，出装槽用计算机自动控制的吊车进行，采用剥锌机自动剥离析出锌，铝母板自动刷光，析出锌称重、装入电炉、熔融锌散渣、铸锭、码垛扎捆均为自动连续作业。在特列尔厂铝母板的制作、焊接采用机械手取代了人工操作。

(2) 阳极材质的改进：锌电积时阳极电压降占总槽压的50%以上，故对改进阳极材质以节约电能成为国内外近年研究工作的重点。西德鲁尔公司锌厂采用铅钙银或铅锶银合金阳极，两者含银只有0.25%，含钙和锶分别为0.05—0.1%及0.05—0.25%，阳极腐蚀率降低30%，导电率提高9%以上。苏联采用轧制阳极取代铸造阳极，也可延长阳极寿命，降低电耗，效果较好。我国几家炼锌厂也在生产中改进阳极的材质。

南朝鲜国家科技发展研究院在研究采用催化电解质，使阳极超电压显著降低，预计工业化后可使锌电极的电能消耗节约1000度/吨。所用的催化电解质为饱和了二氧化硫的硫酸溶液1.5M。加碘化钾0.01M作阳极液，阴极液仍为0.8M的Zn^{2+}，及1.5M的硫酸。

(3) 锌电解液的冷却：近年日本彦岛炼锌厂采用湍流接触冷却塔来冷却电解液，塔内用φ60毫米的塑料球充填，空气通过时使球运动，促进冷空气与电解液的接触，冷却效果比一般冷却塔好。

(4) 锌——锰双金属电解：锌精矿及软锰矿同时浸出和同时电解的新工艺是我国中南工业大学开发的。此法锌在阴极还原电积的同时，锰离子在阳极氧化成γ—MnO_2。电流密度100安培/平方米，液温90°C，阴极电流效率90%，阳极电流效率85%，槽电压2.5伏。可降低电耗60%，并减少操作现场的酸雾。已在小型工厂进行工业试验，但尚未用于大型工业化生产。

二、鼓风炉炼锌——ISP法的发展

鼓风炉炼锌法是六十年代以来最主要的火法炼锌方法，现在13个工厂用此法生产，其产锌量约占世界总产锌量的11.42%。它的主要优点是：(1) 对炉料的适应性较广，可处理成分复杂的混合铅锌矿同时产出锌和铅，也可处理低品位矿、氧化矿和杂料。(2) 总能耗较电解法低（见表2），生产成本也低。

80年代以来鼓风炉炼锌的主要发展如下：

(1) 炉料的压团：氧化矿物采用烧结制块是困难的，意大利和英国在温度500°C热压团方面取得成就，而澳大利亚和西德则在添加粘结剂冷压团方面有进展。炉料的压团扩大了鼓风炉处理原料的来源。

(2) 利用富氧空气：烧结机利用25%的富氧空气可提高脱硫能力0.1～0.2吨/平方米·昼夜，块的质量得到改善，烟气含SO_2浓度在总管中达7.8%，增加的经济效益超过制氧费约一倍。ISP炉利用富氧空气从风口鼓入，可使产量增加，炉况稳定。经济效益比烧结用氧的更佳。

(3) 提高ISP炉热风温度到1060°C以上，每提高热风温度100°C，约可增加炉料处理量5.5%，降低焦耗3.5%。

(4) 连续放渣：铅鼓风炉连续放渣是美国圣—约翰厂专利，行之已久。1985年澳大利亚在ISP鼓风炉也采用连续放渣成功。其优点是放渣工的劳动强度减轻，炉况趋于稳定，蓝粉生成量减少，炉子送风率增加，铅锌产量增加。

三、竖罐炼锌法

此法1930年美国纽泽西锌公司用于锌生产成功。比横罐炼锌法有很大的进步，但随着湿法炼锌和鼓风炉炼锌法的发展，竖罐炼锌法的竞争能力较弱，近年已无显著进展。西德的竖罐炼锌厂近已倒闭。但我国葫芦岛炼锌厂在发展大型竖罐，扩大锌产量方面作出了可喜成的成绩。

四、等离子炼锌新方法

瑞典SKF钢铁设计院发展了等离子炼锌法，用来处理炼钢厂的含锌氧化物灰尘。此法是用等离子发生器作喷嘴，在类似鼓风炉的风口内喷入过热气体、粉状炉料和粉煤，炉内风口区形成2500°C的高温，能量密度达3—5KWH/M³，炉内焦炭的低导热率使保持高温及保护炉墙成为可能。锌及铅的氧化物均在炉内被还原成金属蒸汽进入冷凝器，铁集中在炉底，可回收利用。渣从渣口放出，进入冷凝器的炉气有较高的锌蒸汽分压而无二氧化碳及水蒸汽，易于冷凝为液态锌而不产生蓝粉，冷凝后的炉气含一氧化碳及氢，有余热可利用发电。每产一吨锌的能耗如下：焙砂1.5—1.7吨，煤0.15—0.25吨，焦炭0.05—0.1吨，等离子发生器耗电3400—3800度，但从烟气及冷却水可回收的热能折合电3400—3800度。

等离子熔炼法没有电极消耗，操作条件容易控制，适于处理需高温和强还原条件的多种

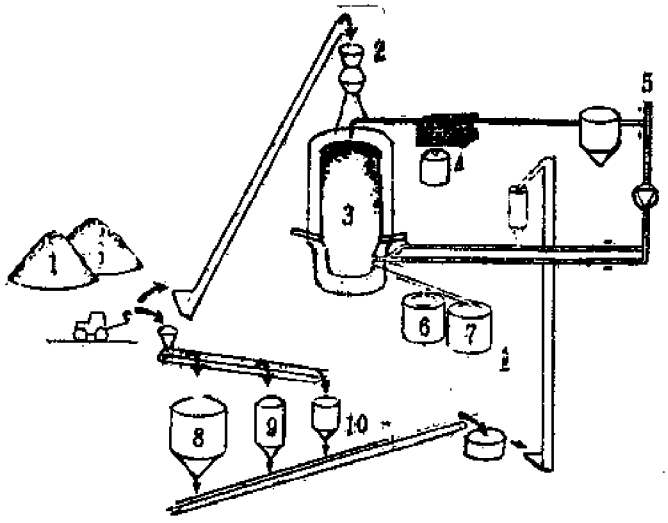


图3 等离子炼锌法流程

1. 原料 2. 焦 3. 等离子枪 4. 锌 5. 余气 6. 金属熔体 7. 渣 8. 氧化物 9. 煤 10. 熔剂

冶炼过程，有开发利用的广阔前景。一座年处理烟尘7000吨，产金属3500吨，使用三支6兆瓦等离子发生器的冶炼厂已在瑞典Landskrona建成，1984年已经投产。等离子炼锌法流程如图3。

五、喷吹炼锌法

为了开发低能耗炼锌法，日本六家公司于1981—1983年联合进行了喷吹炼锌法基础试验。1983—1984年完成了日产锌1吨的扩大试验，并拟建设日产10吨锌的中间试验厂。

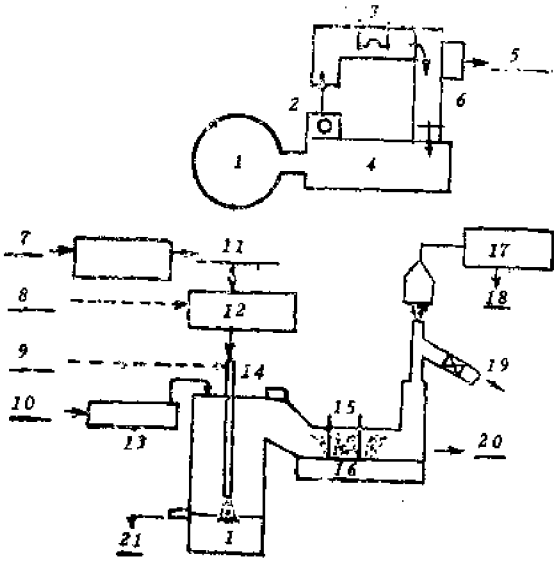


图4 喷射炼锌扩大试验装置及物料流程图

1. 熔炼炉 2. 铅泵 3. 冷却器 4. 冷凝器 5. 金属锌 6. 分离池 7. 焦炭 8. 氮气 9. 氧气 10. 焙砂 11. 焦粉 12. 加压槽 13. 输送螺旋 14. 喷嘴 15. 转子 16. 冷凝器 17. 袋滤器 18. 尘 19. 去文丘里塔 20. 浮渣 21. 渣

试验炉如图4，炉内径1米、高2米、内衬铬镁砖，用一对ϕ150毫米的石墨电极及250千伏安的变压器供电加热，使开始试验时的炉渣熔化。供料枪是一根双层管，内管以氮气作载体输入细粒焦粉，外层管子供氧。管子插入熔融的渣层下面喷吹，炉内温度达1300°C，还原出的锌蒸汽进入铅雨冷凝器，从那里获取金属锌，其主要指标如下：

处理锌焙砂量 69.3公斤/小时； 焙砂/焦粉 0.99； 氧气/焦粉 1000米^3/吨；渣含锌 8.39—10.25%； 锌金属回收率 49.5%； 蓝粉生成率 30.7%

锌回收率低的原因在焦粉燃烧不完全，冷凝器内大量浮渣生成而造成的，有待进一步克服。

后藤佐吉等的专利（特公昭61—28730），用块焦或焦粒浮于熔融渣面上，减少了冷凝器的浮渣，锌的回收率提高到88—91%，渣含锌降至5.5—5.8%，所需总能耗为7.2—7.5×10^{6}千卡/吨锌和铅。

六、发展我国锌冶炼技术的建议

我国锌冶炼技术无论是电解炼锌法、鼓风炉炼锌法，还是竖罐炼锌法均已有较好的基础，

如要赶超国际先进技术水平，角逐于国际舞台，尚须进一步的努力。现就笔者意见，提出发展我国锌冶炼技术的建议数项如下，以供有关方面参考。

1．装备大型化及生产规模大型化：

当前世界93家炼锌厂的平均生产规模为81700吨/年，其中有25家湿法炼锌厂的生产规模平均达152,000吨/年。这是一些工厂近年来迅速扩大规模的结果。生产规模的大型化要求设备的大型化。如沸腾焙烧炉单台面积已扩大到123平方米，日处理锌精矿800吨；电解采用大阴极面积（3.2平方米）。15万吨/年的炼锌厂只用140个大电解槽。生产大型的优势是：（1）原材料的综合利用好；（2）冶炼回收率较高；（3）能源消耗较低；（4）劳动生产率高；（5）生产成本低，经济效益高。

当前我国由于发展地方经济在建设一些年产锌量仅1—2万吨的工厂，虽然有与原料产地靠近的优点，但在冶炼技术上丧失了许多优势，将难参加国际市场的竞争。建议在新建西北、西南两座大厂外，迅速扩大老厂生产规模，可获得投资省、效益好、见效快的最佳综合效果。

2．氧气的利用：

如前所述，锌精矿采用富氧空气沸腾焙烧，采用工业纯氧直接加压酸浸、针铁矿法及赤铁矿法用氧沉铁、ISP法的烧结及鼓风炉利用富氧等，显示氧气的利用可提高设备能力、稳定生产过程、减少烟气量、提高烟气含二氧化硫的浓度，带来直接和间接的经济效益。

苏联将大力推广用氧作为有色冶金工业的一项重要技术政策。锌生产用氧，1965年为21.7%，1976年上升到63.3%，1984年已达82%。欧美等国的主要铅锌工业也都十分重视氧气的利用。我国已引进国外制氧机图纸生产定型产品，时机基本成熟。各工厂在技术改造和扩大生产规模时应充分研究利用氧气的可能性，正确地核算其经济效益。

3．加压浸出技术的研究和应用：

湿法冶金中的加压浸出技术是一种强化反应过程的手段，它可以提高硫化矿物的直接浸出率，简化工艺流程。加拿大雪里特哥顿公司集中研究加压浸出技术，拥有五十余台大小高压釜，开发了多项压力浸出新工艺，成为世界压浸技术的先驱。我国近年来在锌及镍、钴的湿法冶金中进行过研究工作，应进一步集中力量，建立中间试验厂，大力发展这一技术，使之转化为生产力。

4．真空蒸馏技术的推广：

真空蒸馏可在较低温度下分离提取易挥发的金属。日本三日市冶炼厂真空蒸馏提取镉。我国昆明工学院研究过银锌渣的真空蒸馏及新的粗铅精炼方法。对锌冶炼系统产出的铅银渣的处理应是理想的方法，也可为其它有色金属的提取和分离提纯，开发出更多的经济有效的工艺流程。

5．流态化技术的推广：

流态化技术对于气-固或液-固两相间的化学反应，具有较大的扩散速度，使反应过程强化。继沸腾焙烧技术的全面推广应用之后，锌湿法冶金中出现了沸腾净液、沸腾浸出技术，以及粉状物料的流态化传输、冷却、干燥等工艺。这一作用于两相反应间的高功效技术应极力推广应用。

6．溶剂萃取技术：

有色金属湿法冶金中的金属提取，综合回收杂质分离、废水处理等，采用溶剂萃取，可

较常规火法及湿法冶炼过程节约能源，简化生产流程，提高产品质量和降低生产成本，特别近年来多种新型萃取剂的研制成功，离心萃取，液膜分离等新方法的出现，更使这一方法具有广阔的发展前景。

7．熔池熔炼技术，

熔池熔炼的传热传质过程均很迅速，可充分利用过程的反应热，流程简短，生产效率高。用于处理锌浸出渣以综合回收锌、银、铜、镓等有位金属，将较现行的威尔兹法具有更多的优越性。现澳大利亚的浸没熔炼法，即属熔池熔炼同类型的工艺方法。对处理成份复杂的炉料及渣料已有工业实践，处理能力已达15吨/小时。苏联在熔池熔炼方面也已取得很大成就。我国应加强这一技术的试验研究，或引进推广。

8．液固和气固分离新技术：

在锌的湿法冶金中，矿浆的浓缩、澄清、过滤等液固分离作业对生产过程有较大的影响。带式过滤机、自动折卸高压压滤机、Rolax压滤机、管式过滤机、斜板浓密池等新型液固分离设备可显著提高生产效率。火法冶金中的烟气除尘，关系有价物料的回收及环境保护。各种高效除尘装置应充分重视。此外凝聚剂、助滤剂的研制和推广，对两相分离技术有较大的促进作用，应予高度重视。

9．采用计算机控制生产过程：

现代冶炼生产多为连续过程，物料的转移变化，技术条件的控制，已非人靠经验操作即能胜任。机械化和自动化的生产过程，必须采用计算机进行调节和控制，使过程优化，效果最佳。芬兰奥托昆普、日本饭岛炼锌厂采用电子计算机控制生产过程，全厂形成了控制和管理的计算机网络，使冶炼技术达到了更高的水平。我国近年微型计算机发展迅速。只要冶炼专业技术人员与计算机专业人员密切结合，开发更多的冶炼过程控制软件用于生产过程，必将推动我国有色冶金事业更迅速地发展。

（参考文献略）

铅锌选矿药剂的新进展

冶金工业部长沙矿冶研究院　见百熙

一、新型铅锌浮选捕收剂

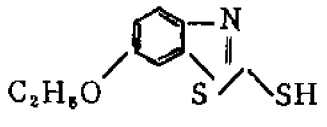
新型的黄药衍生物黄原酸基硫代硫酸盐ROC(=S)－S－S(=S)(=O)OH，用于浮选铜锌矿时，可以提高精矿中铜和锌的品位，比一般黄药效果好。锌的回收率提高16%。用量为50克/吨时，在弱碱性时浮选闪锌矿，精矿锌品位为24-25%，回收率90-92%。黄原酸基硫代硫酸盐在矿浆中的生成与硫代硫酸钠的添加浓度、pH值及黄药碳链的长度有关。

环已酮肟黄药$C_6H_{10}=N—O—C(=S)SK$，系用环已酮肟与二硫化碳及苛性钾作用而成，并制成多种其他金属盐加以比较。有关该药剂的选矿效果，尚未见报导。

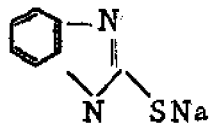
近3年来苏联学者对于“过黄药”（〔英〕Perxanthate，〔苏〕Перксантогенат）的

研究又有新的发展。过黄药(ROC(=)S—S—O—H) 可以用黄药在有亚硫酸盐离子存在下通空气氧化制成，也可以用过氧化氢使黄药氧化制成。用于浮选铜锌铁硫化矿，黄铁矿成泡沫产品大量浮出，有利于增加闪锌矿及黄铜矿的回收，也有利于铜锌的分选，效果比一般黄药好。

另一类是离子型有机捕收剂6-乙氧基-2-巯基-苯并噻唑类，它是以5-乙氧基硝基氯苯为原料制成的。浮选时分三段添加，分别为300、150、150克/吨，铅锌原矿的铅品位为4.5%、锌7%，脉石中主要矿物为方解石、白云石及石英。所得精矿产率为15.24%，铅品位25.60%、回收率86.96%，锌品位5.92%、回收率13.31%，尾矿铅品位0.63%、锌品位6.93%。



(6-乙氧基-2-巯基-苯并噻唑)



(2-巯基苯并咪唑钠)

2-巯基苯并咪唑钠与二硫化碳的反应产物(含C53.11、H4.05、S20.37%)。该产物并非是预期的三硫化碳酸盐，但浮选效果好。用于浮选某铅锌矿原矿，原矿铅品位2.5%、锌2.51%、铁18.55%，用药量0.5—453克/吨，所得精矿的总回收率，铅、锌、铁分别为92.2%、98.3%、32.0%。用一般黄药作捕收剂其回收率相应为92.1%、98.7%、50.6%。用上述产物为捕收剂，铅锌精矿的纯度都有提高。

一硫代月桂酰胺衍生物$C_{11}H_{23}$—C(=S)NH$(CH_2)_3$OH。据美1986年专利4,618,416号介绍，用作铅锌矿捕收剂方铅矿回收率达92%、闪锌矿回收率达82%。

二乙基二硫代氨基甲酰甲基膦酸二甲酯也是一个新型捕收剂[$(C_2H_5)_2$N-C(=S)SCH_2—$PO_3(CH_3)_2$]，用于浮选Cu—Pb—Zn矿，铜回收率由85.68%提高到87.18%、铅由88.37%提至91.86%，锌提高0.69%。该药剂在尾矿水中的浓度比其它药剂都明显降低(0.1-3.5%)，其优点是尾矿水可全部循环使用。

闪锌矿和菱锌矿的新捕收剂1-烷基(亚)酸式硝酸钠，R-CH=NOO$^-$Na，当R为丁基、戊基、已基、辛基、癸基时，捕收活性提高，特别是当R为辛基时，闪锌矿与菱锌矿出现最佳的分选效果。

我国大新铅锌矿经过近十个月的生产实践成功地用新型硫化矿捕收剂苯酚铵黑药($C_6H_5O)_2P(=S)SNH_4$取代丁基铵黑药并且选择性更好。

还有1-萘硫酚及二乙烯基亚砜，$(CH_2=CH-)_2S=O$。用1-萘硫酚浮选锌矿，用量为30～50克/吨时，锌精矿品位较用其他药剂提高3.3%、回收率由81.4%提高至83.6%。用二乙烯基亚砜(300克/吨)浮选铅锌回收率由80.3%提高至87.18%，同时也提高了选择性。

用铜铁灵(又名N-亚硝基-β-苯胲胺)或8-羟基喹啉与燃料油混合浮选黄铜矿、闪锌矿、方铅矿。它们都适于硫化矿与脉石的分选，但对多金属硫化矿并无分选效果。

二、硫酸铜对闪锌矿的活化作用

在铅锌矿浮选调整剂中，近三年来研究最多最突出的是硫酸铜的活化作用。在浮铅后的尾矿中为氰化物抑制的闪锌矿可以同时添加硫酸铜与甲醛使之再活化，其作用是使闪锌矿表面上的氰化铜(铜$(CN)_2$)分解。试验证明：当铜和甲醛在矿浆中的浓度分别为3.06×10^{-4}和2.52×10^{-8}摩尔时，闪锌矿的回收率最高。

在闪锌矿浮选过程中，硫酸铜的活化作用不仅与氰化物的浓度有关也与生成氰化铜络合物有关，可以控制CN^-/Cu^{2+}活比值寻求最适宜的浮选条件。同样，在铅锌矿分选时，铅精矿中含锌量的多少也与CN^-/Cu^{2+}的比值有关，当该比值为4.9时，铅精矿中含锌量最高。

与上述情况相对应，闪锌矿的天然可浮性也与矿浆中$FeSO_4 \cdot 7H_2O/NaCN$比值有关，当该比值为≥2:1时，可浮性受抑制，原因是生成了亲水性的络合物并吸附在闪锌矿表面。

在无捕收剂的条件下，为铜离子活化的闪锌矿在酸性条件下可浮性好，而在碱性条件下可浮性差。未经活化的闪锌矿在pH值为9时，浮选回收率可达60%；用乙基钾黄药为捕收剂在pH值为3-7时，可以全部回收闪锌矿，其作用机理在开始时由于阳极溶解作用

$ZnS \longrightarrow Zn^{2+} + S + 2e$　　随后产生化学反应

$$ZnS + C_2H_5OC\begin{matrix}//S\\\backslash SH\end{matrix} \longrightarrow Zn\left[S-C\begin{matrix}//S\\\backslash OC_2H_5\end{matrix}\right]_2 + H_2S$$

此外还有人研究，硫酸铜在矿浆中的水解产物吸附在矿物表面时，能够降低闪锌矿的活化作用。当pH值大于12时，形成的CuS和Cu_2S可使闪锌矿活化，但在此条件下也会部分地出现$Cu(OH)_2$的吸附作用。在矿浆中添加石灰提高pH值，有利于抑制黄铁矿，同时也防止$Cu(OH)_2$在闪锌矿表面上吸附。

也有人用电化学极化测定研究硫酸铜与闪锌矿（天然的合成的）的相互作用。当硫酸铜浓度为5-50克/升，pH＜5时，闪锌矿在活化过程中，有元素硫及氧的参与下，与氧化还原反应有关系。但也有人研究硫酸铜同闪锌矿的活化作用是由于强化了黄药的氧化作用。

苏联学者在1987年还提出用印刷厂腐蚀铜板的废水取代硫酸铜作为闪锌矿的活化剂；在此之前曾用油漆工业中废液（含硫酸亚铁45%）作为多金属氧化矿的调整剂。

三、铅锌矿选矿中的抑制剂

最引人关注的是硫化钠，近两年来已有数篇文章进行了总结与评述。

用淀粉黄药作为方铅矿抑制剂，可以用乙基钾黄药作捕收剂分选方铅矿和黄铜矿，一方面避免环境污染，同时又降低选矿费用。黄铁矿上浮，方铅矿下沉。

浮选铜铅及含有黄铁矿的多金属矿时，常用的浮选药剂中再添加一些EDTA(即乙二胺四乙酸螯合剂)和苯胺黑，可以降低药剂用量，增加铅的回收率3-5%、铜的回收率2-3%，EDTA添加量为100毫克/升，其作用是在矿物表面上溶去氧化了的硫化物提高了方铅矿的浮选能力。苯胺黑的作用是抑制黄铁矿。

用含有腐殖酸的褐煤分选含银的铅锌矿，半工业试验表明，铅、铜和银的回收率分别提高3-5%，20-30%和5-12%。在浮选辉铜矿时，水玻璃、淀粉和单宁都抑制方铅矿。腐殖酸钠在pH值为8-9.5，木素磺酸钠在pH值为8-11时都能够抑制方铅矿而不影响辉铜矿的浮选。国内曾首次研究了黄腐酸的作用，在酸性介质中黄腐酸强烈抑制方铅矿、闪锌矿和黄铜矿；在中性和碱性介质中则选择性地抑制方铅矿、闪锌矿，而不抑制黄铜矿，可用于铜铅分选。

在浮选某多金属铜锌矿时，用羟甲基纤维素代替有毒的氰化物可以减少对环境污染，浮选所得的铜精矿铜品位40—42%、回收率93.2—94.7%，锌品位3—4%；锌精矿品位40—43%，含铜2—3%，回收率57.1—67.9%。内蒙古地质实验测试中心采用无氰工艺，用铁铬木素取代氰化物作抑制剂分选铜铅锌获得成功。

用高锰酸钾代替氰化物进行铅锌矿分选，与高锰酸钾的浓度和pH值有密切关系。用它可部分地取代氰化物浮选铅锌矿是可能的，但矿浆的pH值要大。

用丁基钾黑药代替丁黄药浮选闪锌矿，将矿浆加热至70—80°C，可以不再用硫酸铜作活化剂，在分选铜铅硫化精矿时，也可以不使用氰化物，这样有利于使用回水。

以硫脲为抑制剂可以从铜铅混合精矿中优先浮选铅精矿；在浮铅的尾矿中可以用硫脲为萃取剂，再以双-2-乙基已基磷酸为捕收剂进行浮选回收95%的金和96.5%的银。

四、组合药剂的研究与应用

近年来无论国内与国外，组合药剂的研究与应用已经有了很大的发展，到目前为止仍在蓬勃地发展没有衰退的趋势。在铅锌铜多金属硫化矿方面研究也较多，国内一些选矿工作者更在理论探论方面开始进行研究。

单独使用重铬酸钾为抑制剂对铜锌分选效果并不好，但重铬酸钾与水玻璃按比例组合使用抑制作用更强，提高了铜精矿的品位。

在高砷硫化矿（铜、锌矿）的浮选试验中，通过几种抑制剂（硫酸锌、亚硫酸钠、氯化钠、氧化钙）的组合使用，可使90%以上的砷进入尾矿；同样，用有机抑制剂包括鞣酸类及木质素类等的组合药剂抑制毒砂浮选方铅矿也可获得好结果。

我国西林铅锌矿的经验是：铅粗选时用苯胺黑药为主的三种成份组合捕收剂（同时添加丁基铵黑药及丁基黄药）铅银的回收率最高；选锌时使用以柴油为主的组合捕收剂，对降低锌精矿含铁有明显效果。

水锌矿的可浮性不如菱锌矿，用十二胺和仲辛基黄药组合药剂浮选氧化锌矿物，上浮率增加。

浮选黄铜矿时，可以用$CrCl_3$与Na_2SO_3的混合溶液抑制闪锌矿和黄铁矿，亚硫酸铬的稳定性与Cr^{3+}：SO_3^{2-}的比值有关，pH值范围为6.5—8.3。

在乙基和丁基黄药中添加一定量的烷基酚醛缩合物可以提高铅的回收率至78.26—78.71%，银的回收率至67.56—73.03%。还有人研究各种黑药与二硫代磷酸-S-酯类的混合物浮选效果。

1986年苏专利（1,255,171号）介绍在硫化矿精矿矿浆中预先用黄药和$Fe(OH)_2$按1：(0.625—3）的比例加以处理，可以提高该精矿的过滤效率，降低精矿水分。

有关组合药剂的作用机理，曾有人用电子自旋共振（ESR）研究了顺磁标记的组合药剂（包括黄药、炔类、有机汞和脂肪酸）对黄铁矿、辉锑矿、黄铜矿和方铅矿的浮选机理。

五、有关浮选药剂的新著

1．朱玉霜、朱建光编：《浮选药剂的化学原理》，1987年2月，中南工业大学出版社，51.2万字，313页。

2．胡熙庚主编：《有色金属硫化矿选矿》，1987年11月，冶金工业出版社，66.3万字，414页。

3．北京矿冶研究总院《有机浮选药剂分析》组著编：《有机浮选药剂分析》，1987年10月，冶金工业出版社，38.6万字，459页。

4．梁为民编著：《凝聚与絮凝》，冶金工业出版社，1987年12月，27.6万字。

5. D.Malhotra, W.F.Biggs主编：Chemical Reagents in the Mineral Processing Industry, 1986, Soc. of Min.Eng.Inc.Colorado, p312.

6. B.Moudgil and P. Somasundaran主编：Mineral Industry Reagents, 1987.

7. А. М. Гольман. И.Л. Дмитриева主编：Флотационный реагенты, 1989, Наука, Москва, СТР. 248.

8. Г. А. Хан, Гаъриелова：Флогацнонный реагены и их применение, 1986, Недра, Москва, СТР. 271.

9. А. В. Глембоцкий N друг：Совершенствование Гехнологии обогащенея рув Цеветных Металлов на основы Оптимизации реагентных рещпмов Флотации, 1986, Москва, СТР. 110.

从氧化铅锌矿中综合回收铅、锌、钒、镉和钼的研究

昆明工学院　张文彬　张惠琼　戈保梁

一、前　言

云南省建水县苏租矿区的氧化铅锌矿分为块状矿和土状矿两种类型。矿石的特点是除含有铅锌外还含有比较丰富的钒、镉和钼。本文介绍用浮选法从块状矿中综合回收上述五种元素的研究结果。

块状矿是一种低品位氧化铅锌矿。原矿含5.22%铅和3.82%锌。矿石氧化程度高，矿物嵌布关系复杂，属于比较难选的矿石。伴生元素在矿石中的含量分别为：0.63%V_2O_5、0.078%镉和0.55%钼，都达到了工业回收标准。尽管该矿石铅锌品位较低，但若能在选收铅锌的同时，将钒、镉、钼也回收到精矿中，则其开采和加工仍将具有重要的经济价值。为此，在详细研究了该矿石的物质的组成，特别是基本上查明了钒、镉、钼的赋存状态的基础上，进行了系统的浮选试验，掌握了铅锌的选别特点和钒镉钼的富集和损失规律。

试验结果表明，由于矿石客观性质的决定，只能获得铅锌混合精矿。在此混合精矿中，铅品位可达38.34%，回收率75.99%，锌品位9.03%，回收率24.22%。钒和钼的回收情况相当令人满意：精矿中V_2O_5品位为6.17%，回收率达94.50%；钼品位达5.07%，回收率达96.59%。只是镉在选矿过程中基本上不能回收，而损失于尾矿之中。

二、铅锌及伴生元素的赋存状态

铅锌在各种矿物中的分布情况示于表1、2。

铅和锌在矿石中绝大部分呈氧化矿物形态存在，仅有少量存在于风化残存的硫化物中。另有一部分分散于褐铁矿和粘土矿物中。

已查明，钒和钼的赋存形态比较简单。钒主要是与铅锌主元素一起组成钒铅矿($PbVO_4$)

表1　　铅 物 相 分 析 结 果（%）

矿　物	方铅矿	白铅矿	铅　矾	钼铅矿	钒铅矿 砷铅矿 砷钒铅矿	难溶铅	总铅
Pb	0.15	1.50	0.00	0.52	2.86	0.19	5.22

表2　　锌 物 相 分 析 结 果（%）

矿物	菱锌矿	闪锌矿	异极矿	锌矾	难溶锌	总锌
Zn	2.66	0.43	0.33	0.005	0.34	3.765

和钒铅锌矿〔(Zn, Cu) Pb (VO_4) (OH)〕。另有少量的铁钒铅矿和砷钒铅矿。钼则基本上集中在钼铅矿（$PbMoO_4$）中。经电子探针半定量分析表明，其他矿物基本上不含钒和钼。

镉的赋存状态比较复杂，尚未完全查清。在样品中未查出独立的镉矿物。从几种主要矿物含镉量的分析结果知道，铅矿物中不含镉，菱锌矿含镉0.54%（化学分析），异极矿含镉>1%（光谱分析）。对菱锌矿颗粒进行能谱定量分析的结果，证明镉在菱锌矿中均匀分布，总含量约为0.11～1.6%。至于闪锌矿和异极矿，由于在矿石中粒度太细，难于分辨，未能获得含镉量的定量分析结果。因此，镉在各种锌矿物中的分布情况尚难确定，有待进一步研究。

铅、锌、钒、钼矿物及脉石矿物相对含量的测定结果列于表3。从表3可以对矿石的矿物组成有一个总体的了解。

表3　　矿 物 相 对 含 量

矿 物 名 称	相对含量(%)	矿 物 名 称	相对含量(%)
闪锌矿	0.65	褐铁矿及粘土中混入或包含的铅矿物	2.5
菱锌矿	6	铅矿物小计	12.25
异极矿	1	黄铁矿、黄铜矿及磁黄铁矿	<0.3
锌　矾	<0.01	白云石	45
褐铁矿及粘土中混入或包含的锌矿物	0.7	方解石	20
锌矿物小计	8.36	石　英	0.7～1
方铅矿	0.25	重晶石	<0.3
白铅矿	2	褐铁矿及粘土	13
钼铅矿	2.3		
钒铅矿及钒铅锌矿	4.2		
铁钒铅矿及砷钒铅矿	1	总　　计	～100

研究表明，主要矿物间的共生关系相当复杂。铅锌矿物之间常有互相包含和连生的情况，在碎磨矿过程中难以解离。加之有由铅和锌共同组成的矿物——钒铅锌矿存在，从而更进一步增加了选矿对铅锌分离的困难。在矿样中占有很大份量的褐铁矿、粘土及其混合物，也同各主要金属矿物间形成复杂的包含和连生关系。在褐铁矿和粘土中还含有细分散的锰、铅、锌及其氧化物，它们也将严重影响选矿过程。

矿物粒度测定结果表明，矿石中主要矿物的粒度分布范围比较宽，从微粒到细粒都有。必须细磨到0.1毫米以下才能使矿石中大部分矿物的单体解离，磨至0.074毫米时才能解离得比较完全。

三、铅锌浮选影响因素的研究

根据矿石性质和探索性试验的结果，确定用浮选法处理该矿石，其原则流程为：先用硫化—黄药浮选法浮铅，再用硫化—混合胺法浮锌，其他伴生元素则附带回收到铅锌精矿中。下面详述铅、锌浮选过程中影响因素的研究结果。

1、铅浮选的影响因素

由于矿石中的铅矿物绝大部分是白铅矿、钒铅矿和钼铅矿等氧化矿物，只有少量氧化残存的方铅矿，因此预先硫化对于浮选就极为重要。于是首先考察了硫化钠对铅浮选的影响（图1）。从图1可以看出，在铅浮选中，硫化钠的作用是十分明显的，随着硫化钠用量的增加，铅回收率明显上升，铅品位也有所提高。但过量的硫化钠也导致起抑制作用，因此，添加量必须适当。

黄药对铅浮选的影响示于图2。由该图可以看出，黄药在铅浮选中的作用比硫化钠更为显著，添加量由100克/吨增加到200克/吨时，回收率上升20%，品位提高8%。

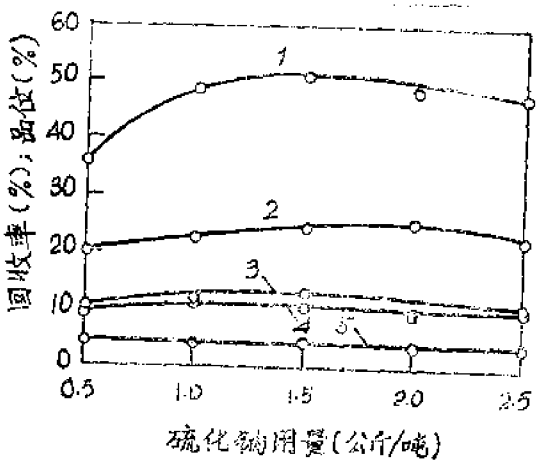


图1 硫化钠对铅浮选的影响

固定药剂用量（克/吨）：硫酸锌400；丁基黄药100；松醇油35。细度75%—200目；浮选时间5分钟。

1—铅回收率；2—铅品位；3—锌回收率；

4—精矿产率；5—锌品位。

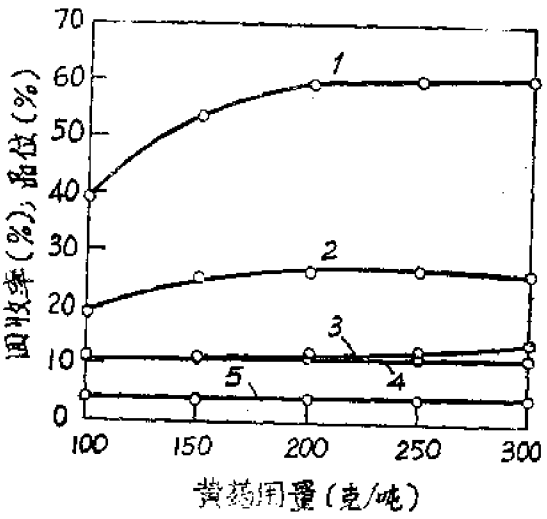


图2 黄药对铅浮选的影响

固定药剂条件（克/吨）：硫酸锌400；亚硫酸钠100；硫化钠1500；松醇油35。细度75%—200目；浮选时间5分钟

1—铅回收率；2—铅品位；3—锌回收率；4—精矿产率；

5—锌品位。

如所预料，在图1、2中，无论硫化钠和黄药怎样变化，铅精矿中锌的品位和回收率始终没有明显改变。实际上锌品位始终保持在3.9～4.60%之间，与原矿含锌3.82%相比，只有微弱的富集，而锌回收率也只比精矿产率略高一点。这就说明，氧化锌矿物在常温下用硫化—黄药浮选法是基本上不能富集的。所观察到的仅有的一点富集作用，恐怕与钒铅锌矿的上浮有关。

为了降低铅精矿中的锌含量，曾试验过添加硫酸锌和亚硫酸钠。结果发现了一个有趣的现象，就是随着硫酸锌用量的增加，精矿中锌品位和回收率不仅没有下降，反而有所上升，而铅的回收率则上升得更为明显（见图3）。对这一现象的原因我们尚未进一步研究。至于亚硫酸钠，则无论对铅浮选和锌浮选都没有产生明显影响，因此没有使用的必要。

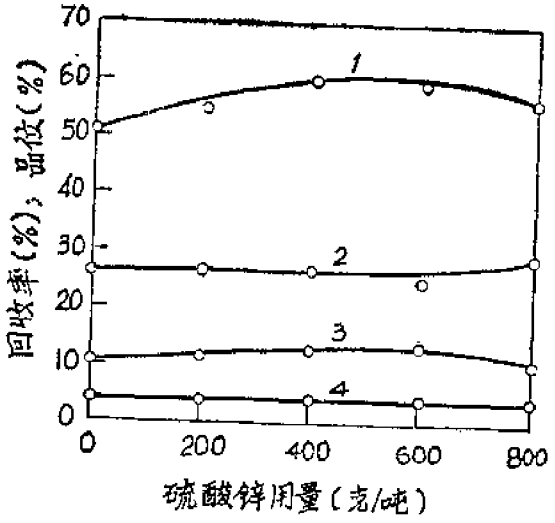


图3　硫酸锌对铅锌浮选的影响

固定药剂用量（克/吨）：亚硫酸钠100，硫化钠1500，丁基黄药250，松醇油35。细度75%—200目，浮选时间5分钟

1—铅回收率；2—铅品位；3—锌回收率；4—锌品位。

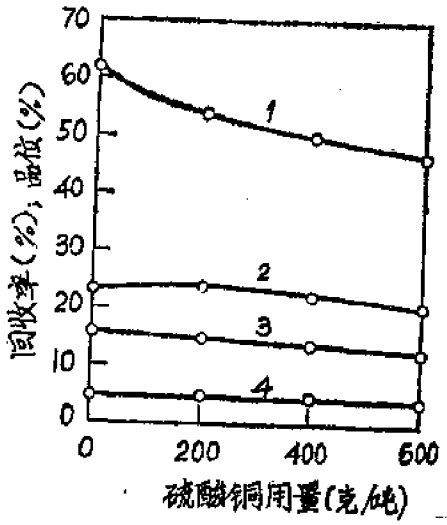


图4　硫酸铜对铅锌浮选的影响

固定药剂用量（克/吨）：硫酸锌400，硫化钠1500，丁黄药250，松醇油35。细度75%—200目，浮选时间5分钟

1—铅回收率；2—铅品位；3—锌回收率；4—锌品位。

由于铅精矿含锌难以降低，也设想过反过来搞铅锌混合浮选，用硫酸铜活化矿石中的部分闪锌矿，以提高锌回收率。然而试验结果表明，添加硫酸铜不仅没有给锌浮选带来任何活化效果，反而降低了铅的回收率（图4）。估计与铜离子过多地消耗了黄药有关系。不过，在下面将要叙述到的用混合胺浮锌时，添加硫酸铜却又有明显效果。这也是一个值得进一步探讨的问题。

图5表示碳酸钠添加量（pH值）对浮选的影响。图中横座标上所标注的几个用量所对应的pH值分别为8，9，9.5，10。由图可见，对于该矿石的铅浮选回路来说，碳酸钠的添加及pH值的上升是不利的，仍以自然pH（约等于8）为好。

为了抑制脉石，提高精矿品位，进行了使用水玻璃作为抑制剂的试验。结果表明，水玻璃选择性太差，精矿品位未能提高，而回收率却明显下降（见图6）。

以上试验都是在75%—200目的入选细度下进行的。在考察了各种药剂的影响、确定了取舍和使用条件以后，又对磨矿细度的影响进行了试验。由图7所示的结果可以看出，由于该矿石中主要有用矿物之间嵌布关系比较复杂，粒度细而不均匀，因此磨矿细度对选别指标

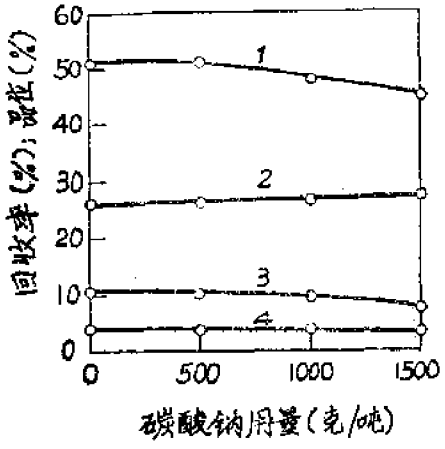


图5　碳酸钠对铅浮选的影响

固定药剂用量（克/吨）：硫化钠1500；丁黄药250；松醇油35。细度75%—200目；浮选时间5分钟
1—铅回收率；2—铅品位；3—锌回收率；4—锌品位

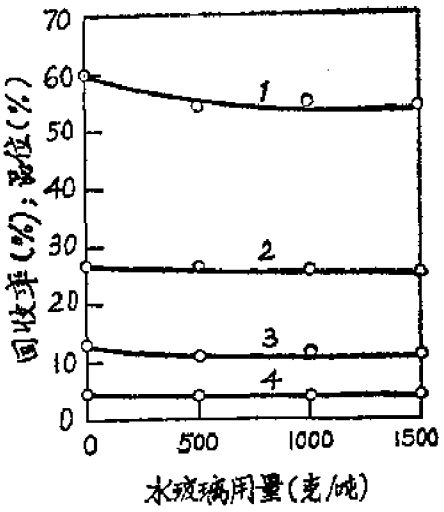


图6　水玻璃对浮选指标的影响

固定药剂用量（克/吨）：硫酸锌400；亚硫酸钠400；硫化钠1500；丁黄药250；松醇油35。细度75%—200目；浮选时间5分钟 1—铅回收率；2—铅品位；3—锌回收率；4—锌品位

的影响相当显著。磨至75%—200目时，矿物解离仍不够充分，因此，选别指标不够高。需要磨得更细才能得到更好的选别效果。以后的闭路试验证实，若要全面考虑各种元素的综合回收，原矿需磨至95%—200目，才能取得最佳效果。

2。锌浮选的影响因素

为了比较迅速有效地掌握各种药剂对锌浮选的影响并确定最佳药剂组合，在探索性试验的基础上，采用了正交试验设计方法。选定的变化因素为六偏磷酸钠、硫酸铜、硫化钠和混合胺。

这里对硫酸铜的使用略说明，硫酸铜本来是用黄药类捕收剂浮选闪锌矿时的有效活化剂，但是根据建水地区其他氧化铅锌矿选厂的实践经验，在用混合胺浮选氧化锌矿时，添加硫酸铜确实有好处。我们对本试料进行的探索试验也证明了这一点。因此，在正交试验中也作为一个因素进行试验。

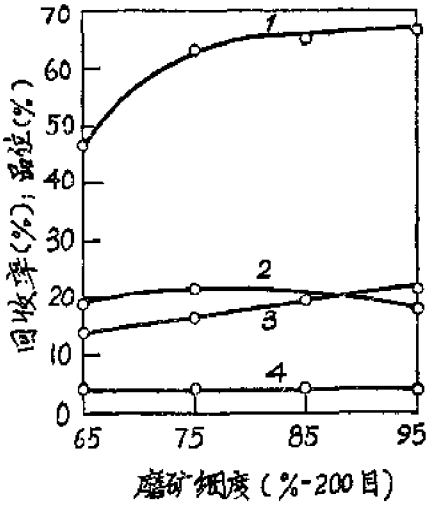


图7　磨矿细度对铅锌浮选的影响（粗扫选累计结果）

粗选条件（克/吨）：硫酸锌400；硫化钠1500；丁基黄药250；松油35。扫选：硫化钠250；丁黄药100；松醇油20
1—铅回收率；2—铅品位；3—锌回收率；4—锌品位

选用的正交表为$L_9(3^4)$。各因素三个水平的取值如表4所示。每次试验的结果按铅和锌的指标分别计算。各因素各水平对应的指标平均值列于表5。

用直观分析法进行处理。可以看出，对锌回收率而言，各因素的极差分别是：硫化钠8.41，混合胺5.15，硫酸铜5.00和六偏磷酸钠4.9。因此，对于锌浮选的重要性，各因素的

表4　　锌浮选正交试验内容

因素 / 用量(克/吨) / 水平	A 六偏磷酸钠	B 硫酸铜	C 硫化钠	D 混合胺
1	50	100	1000	50
2	100	200	1500	100
3	150	300	2000	150

表5　　锌浮选中各因素对平均指标的影响

水平	1		2		3	
平均指标 / 因素	锌品位(%)	回收率(%)	锌品位(%)	回收率(%)	锌品位(%)	回收率(%)
A六偏磷酸钠	8.00	20.05	9.19	21.93	9.61	24.95
B硫酸铜	8.55	19.95	9.29	24.95	8.96	24.04
C硫化钠	8.19	17.92	9.31	24.71	9.30	26.33
D混合胺	8.91	19.58	9.14	14.62	8.61	24.73

顺序是：硫化钠＞混合胺＞硫酸铜＞六偏磷酸钠。

对于精矿品位来说，则以六偏磷酸钠的影响最为显著。这也是符合一般规律的，因为六偏磷酸钠是钙镁脉石的有效抑制剂，对粘土矿物也有分散作用。

四、铅锌和伴生元素的富集与回收状况的考察

在上述试验结果的基础上，进行了全流程的开路浮选试验。在该流程中，首先是铅浮选回路，其中包括两次粗选一次扫选，两次粗选的粗精矿合并进行两次精选。铅浮选回路的尾矿进入锌浮选回路，其流程结构与铅浮选相同。各作业的浮选药剂用量和浮选时间等是通过试验确定的，这里不详细介绍。

图8用方框图的方式表示出铅锌钒镉钼五种元素在全开路试验流程中的走向，即在各产品中的金属分布率或回收率。

从该图可以看出，有99.59%的钼被选进了精矿和中矿，其中绝大部分是进入铅精矿（88.71%），只有0.72%的金属是在锌精矿中，中矿中的金属量占10.88%。

有41.30%的钒被选进铅精矿，30.42%进入锌精矿，中矿里还有25.77%。一共有97.49%的钒进入了精矿和中矿。

一共有95.02%的铅进入了精矿和中矿。其中铅精矿占55.90%，锌精矿占16.68%，中矿占22.44%。

锌是比较难选的，尽管采用了大量硫化钠和混合胺，仍只有16.68%的锌进入锌精矿，铅精矿中选入了7.81%，其余大量集中于中矿之中（占35.43%）。

五种元素比较起来，镉最难选，只有8.08%进入锌精矿，1.04%进入铅精矿，中矿里集中了37.52%。

开路试验的结果，初步显示了各种元素的可浮性。但集中在中矿中的大量金属是否能经

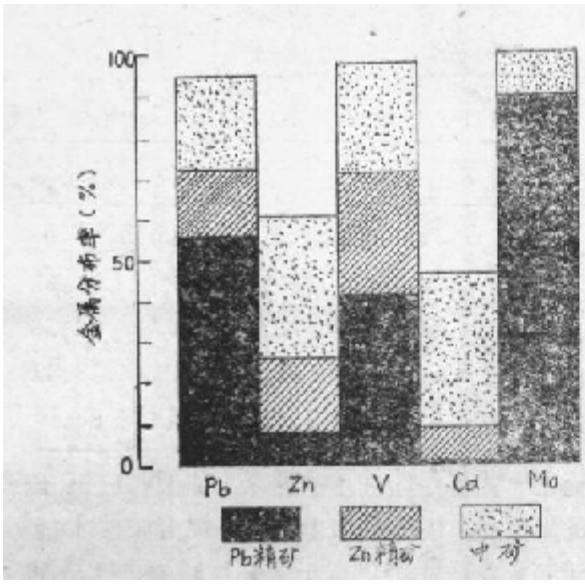


图8　开路试验中各金属在各产品中的分布图

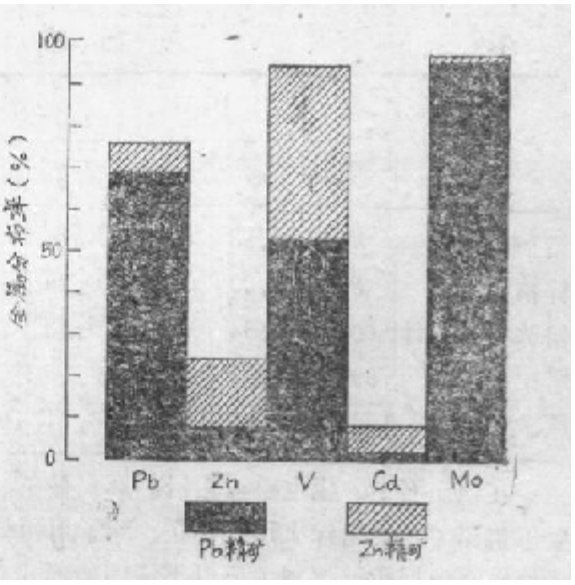


图9　闭路试验中各金属在各产品中的分布图

过循环后最终进入精矿，还需闭路试验来检验。

通过闭路试验，各金属在铅锌精矿中的分布如图9所示。将图9与图8进行对比，就更突出了各种元素可浮性的差别。

很容易看出，开路试验集中在中矿里的钼，在闭路试验中大部分进入了精矿，钼的总回收率达到了96.59%，而且几乎全部由铅精矿中产出。由此可见，硫化—黄药浮选法对于钼铅矿十分有效。

可浮性居第二位的是钒。它在铅精矿和锌精矿中的总回率达到了94.50%。开路试验的中矿中的钒在闭路试验时也大部分能进入精矿。钒的特点是，不仅需要硫化—黄药浮选，而且也需要硫化—混合胺浮选。前者回收52.76%的钒，后者回收47.74%。

矿石中的铅，可浮性居中。总回收率75.79%，大部分由铅精矿产出。这是矿石中各种铅矿物的平均回收率。因为已知钼和钒具有很好的可浮性，亦即钼铅矿、钒铅矿与钼酸盐、钒酸盐矿物很易浮，便可推知矿石中白铅矿甚至氧化残存的方铅矿等浮选效果很差。

矿石中锌很难浮。开路试验时大量累积在中矿里的锌，在闭路时全部损失于尾矿中。最终精矿中锌回收率仅有24.22%。

镉是最难浮的一种元素。总回收率才8.40%，开路时中矿中的镉闭路时全部损失。在试验过程中，可以初步看出，含镉的氧化锌矿物特别易于泥化。因此，镉都进入中矿，最后损失于尾矿的细泥当中。

闭路试验所获得的最终指标列于表6。

五、结　论

对于建水县苏租矿区的块状氧化铅锌矿石，采用硫化—黄药浮铅、硫化—混合胺浮锌的浮选工艺，可以获得铅锌混合精矿。在该精矿中，铅品位38.34%，回收率79.99%；锌品位9.03%，回收率24.22%；五氧化二钒品位6.17%，回收率94.50%；镉品位0.065%，回收率8.40%；钼品位5.07%，回收率96.59%。各元素可浮性顺序是Mo＞V＞Pb＞Zn＞Cd。

表6　　闭路试验结果（%）

产品	产率	Pb		Zn		V_2O_5		Cd		Mo	
		品位	回收率	品位	回收率	品位	回收率	品位	回收率	品位	回收率
铅精矿	6.33	47.13	58.95	4.79	8.11	5.46	52.76	0.027	2.20	7.90	94.0
锌精矿	3.70	23.23	17.04	16.28	16.11	7.39	41.74	0.130	6.20	0.24	1.69
铅锌精矿合计	10.03	38.34	75.99	9.03	24.22	6.17	94.50	0.065	8.40	5.07	96.56
尾矿	89.97	1.35	24.01	3.15	75.78	0.04	5.50	0.079	91.60	0.02	3.41
原矿	100.0	5.06	100.0	3.74	100.0	0.66	100.0	0.078	100.0	0.53	100.0

在该矿石中，钼主要以钼铅矿形式存在，用硫化—黄药浮选法几乎可以全部回收；钒主要以钒铅矿及钒铅锌矿形式存在，除了用硫化—黄药法外，还需要加上硫化—混合胺法才能比较完全地回收；镉则主要以类质同像形式分布于氧化锌矿物中，由于含镉的锌矿物极易泥化，几乎完全损失于尾矿之中，其回收方法有待进一步研究。

铅锌异步混合浮选新工艺的应用

北京矿冶研究总院　赵纯录　李凤楼

凡口铅锌矿是我国目前铅锌产量最大的矿山。凡口矿生产能力为日处理量3000吨的采选企业。原矿含铅4.5～5.0%，含锌10～12%。因凡口矿矿石难选，铅、锌分离困难，原设计凡口矿选矿厂生产铅锌混合精矿，供韶关冶炼厂用密闭鼓风炉熔炼。

凡口铅锌矿原矿含银100～110克/吨，每年处理加工的矿石中含有大约百吨白银。由此可见，凡口铅锌矿不仅是一个大铅锌矿，而且是一座大型的银矿山。凡口矿白银回收率提高1%，每年即可增收一吨白银，效益非常可观。因此，研究提高凡口矿白银回收率是具有重要意义的。

为提高银回收率，多年来我院研究了银的赋存状态，以及它在选矿过程的行为和规律。多年的研究实践证明，铅锌异步混合浮选新工艺是提高银回收率的最佳工艺流程，可最大限度地回收银，银回收率达到88.19%，达到历史上最佳水平。从物质组成研究也可看出银的回收率几乎达到了极限。

一、原矿物质组成的研究

凡口铅锌矿是属于层控中低温热液矿床。矿体赋存于下泥盆纪至中上石炭纪的砂岩、灰岩中，呈透镜状。矿石类型可分为三种，即块状黄铁矿铅锌矿、粉状铅锌矿及块状黄铁矿三个类型矿石。

凡口铅锌矿是属于复杂的多金属硫化矿，一般铅、锌氧化率很低。除铅锌主金属外，伴生有银、金、镓、镉、汞等多种有价元素。

原矿中主要金属矿物为黄铁矿、闪锌矿、方铅矿，其次有黝铜矿、车轮矿、毒砂、纤维锌矿、白铁矿及少量银矿物。非金属矿物主要有方解石、白云石、石英等。

二、原矿银赋存状态的研究

1．主要银矿物以及嵌布特性

原矿中主要银矿物有：深红银矿、银黝铜矿、硫锑银铅矿、辉银矿、自然银等，前二种银矿物占银矿物量的97%以上。

深红银矿为主要银矿物，占银矿物总量的57.17%，呈粒状或不规则状。经扫描电镜及电子探针分析，银、镁、硫元素含量分别为59.9%、24.0%、16.1%。该矿物在矿石中分布极不均匀，嵌布情况复杂，多分布于方铅矿中。矿物粒度一般在0.01～0.03毫米间。

银黝铜矿又称银锑黝铜矿，为含银较高的一种矿物，约占矿石中银矿物总量的40.80%。扫描电镜能谱分析及电子探针多点分析含银、铜、锑、铁、硫元素分别为17.40%、24.06%、27.24%、3.38%、19.40%。主要嵌布于方铅矿中，一般嵌布粒度为0.045～0.015毫米。

2．银矿物的分布

银矿物广泛分布于各种矿物之中(表1)，其中在方铅矿中居多，占银的54%，闪锌矿中占银34.7%，黄铁矿中占银的8.7%。可见在铅、锌矿物中银全部回收，也只能达到88.7%。应用铅锌异步混合浮选工艺，银回收率已达到88.19%。

表1　　银在主要矿物中的分布

矿　物	矿物量（%）	银品位（克/吨）	分布率（%）
方铅矿	5.40	1102	54.0
闪锌矿	15.40	251	34.7
黄铁矿	41.00	23	8.6
脉　石	38.20	8	2.7
合　计	100.0	108	100.0

3．主要银矿物嵌布粒度特征

对上述银矿物中主要银矿物用视域法测定矿物粒度，其测定结果列于表2。由表2可明显地看到银矿物嵌布粒度很细小，而且粗细不均。一般不易单体分离，浮选过程中伴随载体矿物方铅矿、闪锌矿、黄铁矿而被选出富集于选矿产品中。

4．银矿物赋存状态

银矿物赋存形式有三种，一种是在主金属矿物内部呈包裹体存在；一种是在主金属矿物晶界上；还有一种是在金属矿物裂隙和脉石细脉中。以前两者为主，一般情况下银矿物难于单体解离。

凡口铅锌矿富含的伴生银，基本上呈独立矿物存在。银矿物粒度较细小，且粗细不均匀嵌布。矿石中银主要分布于方铅矿中，其次分布于闪锌矿中，少量分布于黄铁矿中，微量银分布于脉石中。方铅矿和闪锌矿是银的主要载体矿物，银的选别效果及选别规律和行为同载

表2　　主要银矿物粒度特性

粒度（毫米）	矿物含量（%）		
	深红银矿	银黝铜矿	硫锑银铅矿
+0.074	62.29	35.54	
+0.045	14.62	8.95	15.44
+0.030	12.14	38.92	33.98
+0.020	7.14	10.39	38.53
+0.010	2.79	4.42	9.82
+0.005	0.63	1.64	1.63
−0.005	0.39	0.33	0.60
合　计	100.00	100.00	100.00

体矿物是一致的，将随载体矿物同时被回收。

三、铅锌异步混合浮选工艺的提出

1．凡口铅锌矿的特定产品方案：凡口铅锌矿原设计生产铅锌混合精矿供给韶关冶炼厂密闭鼓风炉冶炼的特定条件，而应生产高品位铅锌混合精矿满足冶炼的要求。这一特定的要求，使选矿生产过程为混合浮选工艺，最终产品为铅锌混合精矿方案。

2．产品的高质量要求：由于以往长时间内，选矿只能生产低品位的铅锌混合精矿，混合精矿品位只有40—43%，冶炼厂生产成本高，造成亏损。对此，选矿能否生产高品位的铅锌混合精矿，同时铅、锌、银的选矿回收率又很理想，是选矿工艺的关键，实际要求向选矿工艺提出了这一难度大的科研课题。

3．传统工艺存在的问题：自1983年以来，主要是研究铅锌混合浮选流程，即传统的混合浮选流程结构。即在添加石灰，在高pH值的介质内，添加硫酸铜活化闪锌矿，采用较强捕收剂，还应添加足够量的2号油，使铅锌矿物同时浮游。该工存在着三个不足之地。

第一，方铅矿的适宜浮游pH值为8～9。被硫酸铜活化的闪锌矿，被活化的闪锌矿吸附硫酸铜，浮选pH值为11。抑制黄铁矿要求添加大量石灰，介质pH值应保证在11以上，才能有效较好地抑制黄铁矿。在同一作业满足三者的要求实在困难；

第二，方铅矿与被硫酸铜活化的闪锌矿浮游性差异很大，被活化的闪锌矿对捕收剂吸附能力很强，浮游性剧增，浮游速度明显地高于方铅矿。而在浮游过程中，方铅矿被活化的闪锌矿挤掉，而形成铅浮游速度慢，回收率低的现象，由于降低铅回收率，更直接降低银的回收率；

第三，凡口铅锌矿原矿含铅4.5～5.0%，含锌10—12%，混合粗选按90%回收率计算，粗选作业的泡沫产品产出量约占原矿量的50～60%。势必夹带较多的黄铁矿和脉石进入混合精矿中，贫化铅锌混合精矿，必须改变工艺流程，适应凡口铅锌矿矿石特性要求，根据矿石

金属量大，上浮矿物量大的特性，对以往铅锌混合精矿的筛水析及单体解离度鉴定可知，在铅锌混合精矿品位（Pb+Zn）50%时，其中黄铁矿的矿物量占20%，脉石矿物量占2.23%，而且黄铁矿的80—90%呈单体状态，脉石矿物有60—70%为单体存在。在混合精矿中单体的黄铁矿和单体的脉石矿物约占18—19%。假若能将其分离出去40—50%，即可使铅锌混合精矿品位提高8—10%，铅锌混合精矿品位即可达60%左右。

由此可见，传统的铅锌混合浮选工艺，已无法达到凡口铅锌矿混合浮选工艺以及特定的产品要求，即高品位（Pb+Zn>50%）混合精矿。为此，迫使进一步研究探求新的混合浮选工艺，即铅锌异步混合浮选新工艺。

四、铅锌异步混合浮选新工艺的制定

我们在1983年小型试验中就进行了铅锌异步混合浮选流程结构的探索试验。于1984年完成了铅锌异步混合浮选的小型试验，其原则工艺流程见图。获得的小型试验指标见表3。

表3　　铅锌异步混选小型试验指标

产品名称	产率（%）	品位（%）			回收率（%）		
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe
铅锌混合精矿	25.38	17.97	41.81	7.02	90.39	98.27	9.51
尾　　矿	74.62	0.64	0.25	22.70	9.61	1.73	90.49
原　　矿	100.00	5.04	10.80	18.72	100.00	100.00	100.00

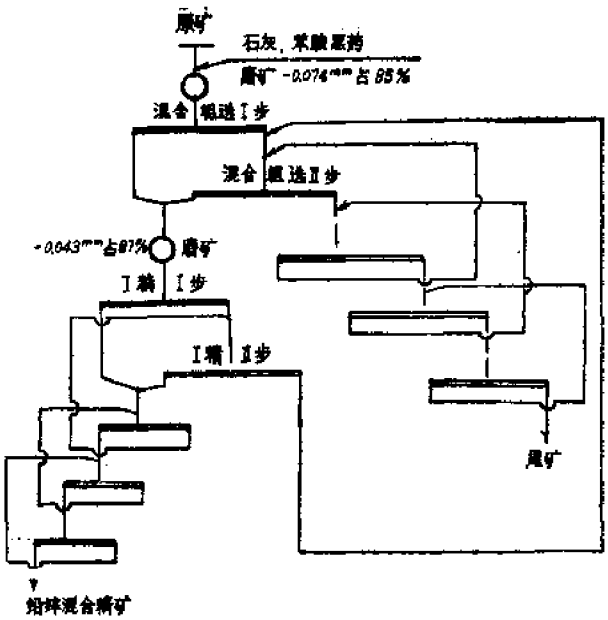
小型试验获得铅锌混合精矿品位（Pb+Zn）为59.78%，铅与锌回收率分别为90.39%和98.27%。突破了以往小型试验的铅锌混合精矿品位为40%和52%的水平，达到了历史的最佳水平。

从铅锌矿石浮选研究及凡口铅锌矿的多年选矿实践中我们认识到，方铅矿与闪锌矿的最适宜浮选条件有很大的差异。我们根据凡口铅、锌、铁矿物的性质和特点，在工艺中能够保证铅、锌矿物有充分机会上浮，又使黄铁矿受到抑制，尽量减少机械夹杂进入混合精矿，为实现这一工艺要求，寻求探索了新的工艺，最后制定了铅锌异步混合浮选新工艺。

铅锌异步混合点选新工艺过程的特点是：在整个铅锌浮选过程中，人为地、分阶段地控制矿浆介质的pH值、抑制与活化条件、捕收剂作用的强度，更好地控制方铅矿、闪锌矿的浮游速度及其上浮量的多少，控制黄铁矿的抑制程度，确保方铅矿和闪锌矿在不同阶段，即异步（Ⅰ步和Ⅱ步）的条件，保持各自最适宜的浮选条件，最佳的浮选状态，最有效地回收目的矿物。在闪锌矿用硫酸铜滞后活化的情况下，一方面有利于绝大部分浮游性差的方铅矿优先充分上浮，而另一方面既不降低未活化闪锌矿的浮游性，同时也不影响滞后活化的闪锌矿的浮游性。

铅锌异步混合浮选工艺实现的过程是：铅锌混合浮选粗选作业及混合浮选第一次精选作业，均人为地控制成铅锌混合粗选Ⅰ步及铅锌混合粗选Ⅱ步。

铅锌混合浮选Ⅰ步，主要是浮选方铅矿，为方铅矿浮选创造最佳浮选条件。因此，铅锌混合浮选Ⅰ步是在不添加石灰的低pH、低钙的介质中，不添加硫酸铜，使闪锌矿的浮游活



铅锌异步混合浮选流程

性保持在最低状态。但此时方铅矿的浮游活性却较高。为了使在该条件下易浮的黄铁矿尽可能少地进入泡沫产品，采用了对方铅矿捕收能力强，而选择性好的苯胺黑药为捕收剂。苯胺黑药对黄铁矿捕收能力较弱。在第一阶段实现了以铅为主的铅锌Ⅰ步混合浮选。

铅锌混合浮选Ⅱ步，即第二阶段，加入较多量石灰，形成高pH、高钙的介质，再加入硫酸铜活化闪锌矿，应用对活化的闪锌矿适宜的捕收剂丁基黄药，经充分搅拌后使闪锌矿浮游活性增加易于浮选，同时，使黄铁矿受到充分的抑制，这就实现了以锌为主的第二步铅锌混合浮选。在Ⅰ步铅锌混合浮选所剩余的与闪锌矿浮游性相近的方铅矿，可在Ⅱ步混合浮选时上浮。

铅锌混合精矿再磨后的一次精选作业，同样分成两步，实现铅锌异步的混合浮选工艺。

在铅锌异步混合浮选的流程结构中可以看出，无论是粗选或精选的铅锌异步混合浮选的Ⅰ步，均无中矿返回。磨矿后的产品直接进行Ⅰ步混合浮选，在流程结构中保证了该作业的矿浆浓度，浮选粒度，矿浆的酸碱度，药剂浓度，入选的金属含量，以及入选的矿量的理想稳定状态，保证了浮选工艺的稳定。

粗选作业的稳定，保证了金属的回收率，一次精选的稳定，保证了精矿品位。两个浮选关键作业的稳定，确保了浮选指标的稳定。

应该指出的是，铅锌异步混合浮选工艺，根本不同于铅锌等可浮浮选流程。等可浮流程是充分利用矿物间可浮性的差别，对于闪锌矿具有不同浮游活性的铅锌矿石，首先使易浮的闪锌矿与浮游速度相同的方铅矿一起浮出，然后分离混合精矿。最终目的是得到铅、锌单一精矿。铅锌异步混合浮选最后的目标是获得高品位的铅锌混合精矿。既然如此，在异步浮选中的Ⅰ步，人为地控制介质条件，确保铅锌矿物的浮游，使闪锌矿的浮游活性保持最低状态，而不希望闪锌矿上浮。这样的设想和工艺方案是在铅锌混合浮选，尤其是最终目的又是生产混合精矿的宗旨下，是前所未有的工艺方案。传统的混合浮选均是铅锌一起浮选，在同一作业尽力创造两种矿物的适宜浮选条件而同步浮选。异步混合浮选是分步骤的在不同作业创造

方铅矿与闪锌矿各自最佳浮选条件。铅锌异步混合浮选工艺的突出特点之一是闪锌矿的滞后活化，给铅浮选创造上浮的有利条件。这样，从整个工艺可看出铅锌异步混合浮选完全不同于等可浮浮选工艺。

五、铅锌异步混合浮选的工业试验

1987年7月在凡口铅锌矿进行了1000吨/日规模的铅锌异步混合浮选工艺的工业试验。历时一个月的工业试验获得选矿指标列入表4。工业试验的工艺流程同于小型试验的工艺流程。

表4　　铅锌异步混合浮选工业试验指标

产品	产率(%)	品位(%)				回收率(%)		
		Pb	Zn	Pb+Zn	Ag(克/吨)	Pb	Zn	Ag
铅锌混合精矿	28.88	13.94	40.56	54.50	310.70	89.04	97.65	88.19
尾矿	71.12	0.69	0.39	1.08	16.98	10.96	2.35	11.81
原矿	100.00	4.52	12.0	16.52	102.30	100.00	100.00	100.00

铅锌异步混合浮选工业试验后即转入工业生产，至今已正式生产一年的时间，一年来生产情况稳定。突出的显示了流程结构简单，适应性强，易于操作、情况良好，体现了铅锌异步混选工艺的优越性。

一年来工业生产的指标与工业试验指标相当，进一步证明工艺流程的可靠性。

该研究项目，经过工业实践后，于1987年11月通过中国有色金属工业总公司的技术成果鉴定。鉴定会上专家们一致认为：北京矿冶研究总院与凡口铅锌矿经过几年深入细致的研究工作，制定出“铅锌异步混合浮选新工艺”，该工艺流程简单，易于操作，指标稳定，对矿石性质变化有较强的适应性，是迄今为止，凡口铅锌矿生产铅锌混合精矿的最佳工艺流程，该流程已在生产上正式使用，生产稳定，可获得铅锌混合精矿品位(Pb+Zn)54.5～55.5%，铅回收率89.04～89.25%，锌回收率97.49～97.65%，银回收率89.19%。达到了历史最佳指标。对于密闭鼓风炉生产所要求的铅锌混合精矿来说，是一次重大的技术突破。

铅锌异步混合浮选新工艺具有明显的特点，即在整体的铅锌混合浮选过程中，分阶段地控制介质pH值，捕收剂种类，以及捕收剂、活化剂、抑制剂的添加顺序等因素，使铅锌矿物在受控制的条件下，以受控制的速度不同步地浮游，最终实现铅、锌、银的充分回收。因此，该流程技术观点新颖，指标先进稳定，属国内外首创，是一种新型的铅锌混合浮选工艺。达到了国内外先进水平。

六、结　　语

1．铅锌异步混合浮选新工艺是一新的适应性强的浮选工艺，有广阔的实用价值。该工艺不但能获得铅、锌回收率高；而且能够最大限度地综合回收银；充分地综合利用伴生元素；经济效果显著；

2．从银的赋存状态研究表明，凡口铅锌矿矿石中的方铅矿和闪锌矿是银的主要载体矿

物，欲回收银，必须提高铅、锌的回收率，而且在实践中得出，铅、锌回收率与银回收率是紧密相关的，同时递增或递减。因此，试图提高银回收率，就必须首先提高铅、锌的回收率。

开发利用陕西铅硐山高氧化率铅锌矿

兰州有色冶金设计研究院　蓝添麟

一、概　况

陕西省铅硐山铅锌矿是一个具有氧化矿和混合矿两种矿石类型的中型矿山。按照有色金属"七五"规划要求，它是西北铅锌冶炼厂原料基地之一。该矿氧化铅锌矿石有相当的工业储量，占全矿工业总储量30%，而高氧化铅锌矿又占氧化矿石的储量40%，储量为64万吨，铅锌金属分别为1.23万吨和8.11万吨。矿山虽然具有可供开采的工业储量，但就矿体的赋存特征和矿石性质，该部分矿石具有典型氧化矿矿石特征，是一种高硅高铁低硫型的难选矿矿石，与硫化铅锌矿相比选矿指标偏低。氧化锌精矿含硅高，含铁高。为了充分开发利用这部分高氧化率铅锌矿，地质部门、研究所、设计院进行大量的研究工作。国家储委于1986年2月以053号文，批准陕西省铅硐山铅锌矿床地质勘探总结报告中将高氧化率铅锌矿矿石储量暂列表内。批文意思是待经试验研究之后，若能得出可靠的经济指标，才能作出是否具有开采利用价值的决定，即转列表内矿。在地质、研究等部门的密切配合下，兰州有色冶金设计研究院把开发利用铅硐山高氧化率铅锌矿石问题做了深入细致研究工作，以科学的态度，实事求是的精神，提出了开发利用这部分矿石的设计方案。经过我们的可行性研究结果表明，陕西省铅硐山高氧化率铅锌矿可供开发利用，通过选冶加工，能为国家提供铅锌金属4.3万吨，价值3746万元，对发展有色金属工业，加速四化建设具有极其重要的现实意义。

二、资　源　特　征

陕西省铅硐山铅锌矿床是属于沉积改造型层控矿床。由于地质作用，致使矿体中的原生铅锌硫化物在亚热带的潮湿气候条件下，受大气中的氧化作用，铅锌硫化矿物逐步分解为硫酸铅和硫酸锌。这些化合物在碳酸盐的环境下，受地表水的淋滤作用，分解为白铅矿。菱锌矿、水锌矿、异极矿及硫化铁氧化形成的褐铁矿并充填于碳酸岩裂隙中或直接与石灰岩起交代作用形成氧化铅锌矿矿床。

铅硐山现已勘探所揭露的矿体有10个，其中可提供工业储量的矿体为Ⅰ号矿体和Ⅱ号矿体。氧化铅锌矿主要分布在Ⅰ号矿体中部及上部和Ⅱ号矿体的顶部。而高氧化率铅锌矿全部集中埋藏在Ⅰ号矿体的中上部。工业储量为64万吨，铅锌金属为9.34万吨。矿石中铅锌矿物的氧化率随矿体埋藏深度自上而下逐步降低。

矿床因属改造层控型，矿石中铅锌矿物氧化程度很深。铅的氧化率为92%，锌的氧化率为98%，实为罕见的一种铅锌矿石类型。

高氧化率铅锌矿矿石品位较高，含铅一般为0.5～3%，最高为7.36%，平均为1.68%。含锌波动范围为2～28%，高的32.89%，平均12.1%。就矿石中铅锌含量来说，完全可具有开发利用的可能性，并且矿石含有可供回收的伴生元素银、镉、汞。

由于铅硐山高氧化率铅锌矿矿石风化严重，含泥量高。当原矿破碎至－32毫米粒级，矿泥（按—0.208毫米计算）则占总量9.03%，而矿泥中的白云母、绢云母及高岭石粘土类矿物含量又占矿泥16.1%，造成在选矿的磨矿过程中产生大量矿泥的主要因素。

矿石属于高硅高铁低硫型矿石，根据原矿多元素分析，SiO_2＝25%，TFe＝14.6%，S＝0.239%，而褐铁矿约占矿石中铁的总量95%以上。

三、矿 石 性 质

1．铅硐山高氧化率铅锌矿共生，组合的金属矿物有菱锌矿、闪锌矿、白铅矿、褐铁矿、自然银、辉银矿、黄铜矿、黝铜矿、软锰矿等。非金属矿物有白云石、方解石、石英、高岭石、绢云母、叶蜡石及碳质（可见极少石墨）等。各种主要矿物含量，菱锌矿19.0%、闪锌矿4.1%、白铅矿7.2%、方铅矿0.5%、碳酸盐矿物（铁白云石、铁方解石）30.4%、褐铁矿26.6%、石英12.2%。镉元素未见独立矿物，可能呈分散状态赋存于锌矿物的晶格中。

2．高氧化率铅锌矿具有典型的氧化带矿石构造，主要有胶状、多孔状、土状、皮壳状、角砾状构造。矿石结构有粒状、交代、包晶、假象和环带结构。

3．矿物特征及物质组成。菱锌矿多呈皮壳状，也有呈细脉集合体嵌布在白云石中。在菱锌矿颗粒间除有白云石。方解石连生外，尚有褐铁矿胶体存在或被褐铁矿胶体所包围。菱锌矿中也包裹着褐铁矿、白云石等，都以相互毗连的形式存在。菱锌矿均含铁，含铁量高低不等，部分含铁量甚高。

白铅矿呈粒状和细脉状嵌布并与菱锌矿、褐铁矿、白云石、石英等关系较密切。

褐铁矿主要由针铁矿组成，它与铅锌矿物之间的相互嵌布关系均较密切，褐铁矿中含铅锌较高。粒度－0.139毫米的褐铁矿单矿物中含铅为1.3%，含锌高达10.07%。

银矿物有自然银和辉银矿。辉银矿多被白铅矿包裹，自然银则包裹于脉石中。

高氧化率铅锌矿物相分析见表1。

表1　　高氧化率铅锌矿物相分析结果

相　别		硫化相	氧化相	结合相	相　和
铅	铅含量（%）	0.17	1.62	0.34	2.13
	占有率（%）	7.98	76.06	15.96	100.00
锌	锌含量（%）	0.23	10.40	0.51	11.14
	占有率（%）	2.06	93.36	4.58	100.00

原矿多元素分析见表2

表2　　原矿多元素分析结果

成　分	Pb	Zn	Cu	Cd	Co	Cl	Sn	Gd	Ge
含量(%)	1.98	11.12	0.010	0.041	0.004	0.014	0.0015	0.0005	0.0004
成　分	In	S	As	Sb	Hg	Au (克/吨)	Ag (克/吨)	Bi	Te
含量(%)	0.001	0.31	0.102	0.0038	0.019	0.26	25.40		3.05
成　分	F	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	TFe			
含量(%)	0.032	25.00	3.52	10.90	0.85	14.65			

四、高氧化率铅锌矿的开采

铅硐山铅锌矿矿床绝大部分赋存在当地侵蚀基准面以上，属高山型陡倾矿床。水文地质条件简单，开采条件较好。高氧化率铅锌矿矿石全部埋藏在Ⅰ号矿体上部1730米水平和中部1690米水平标高之间。1690米水平标高以下埋藏中低氧化率铅锌矿，再以下为混合铅锌矿。矿山的开采顺序设计考虑为自上而下。高氧化率铅锌矿处在首采地段，即必须首先开采这部分矿石，同时也开采Ⅰ号矿体的混合铅锌矿。假如在建设矿山前五年过程中直接开采中低氧化率铅锌矿，不开采高氧化率铅锌矿，则五年之后这部分矿石无法采出，将会永远留在矿山上，成为报废的矿石。从利用国家资源来说，是不合理的。

根据矿体的赋存条件和现场山坡地形特点，铅硐山铅锌矿确定为地下开采方式。考虑到出矿效率高，生产能力大，工艺简单的特点，高氧化率铅锌矿采用无底柱分段崩落采矿方法。由于矿石含泥高，具有明显的结块性，故所采出的氧化矿矿石经竖井罐笼下放到主平硐，由电机车运送到选矿厂处理。

设计采矿的损失率为15.6%，贫化率为13%，以保证高氧化率铅锌矿矿石的最大出矿理和出矿品位。为了能较快处理完这部分高氧化率铅锌矿，确定矿山规模为500吨/日，年处量能力16.5万吨。按可采矿量计算，四年全部采完该部分矿石。

五、选　冶　加　工

1．选矿试验研究为确定选矿加工设计方案提供了依据。

1984年兰州有色冶金设计研究院、西北有色金属地质研究所、717地质队共同编制铅硐山铅锌矿选矿试验采样设计，进行矿山采样。在采集其它矿石类型代表性试验矿样同时，集中在1号矿体采取了高氧化率铅锌矿试验矿样。为了加强深入对铅硐山高氧化率铅锌矿试验研究工作，选矿试验由西北有色金属地质研究所和西北矿冶研究院分别承担。进行了小型闭路试验和规模为1.2吨/日的扩大连选试验。参照目前国内外选别铅锌氧化矿物的经验，试验采用单一浮选方法进行。因该矿氧化率高，铅锌氧化率大于90%，矿石几乎全部成氧化矿物，硫化矿物甚少，而氧化铅和氧化锌矿物两者选别方法差异较大，浮选顺序只能先选铅后选锌、硫氧混选。浮选的工艺条件采用硫化钠-黄药法选铅和硫化钠-胺法选锌，使用水玻璃作矿泥的抑制剂。

两个研究所试验采用的选别流程大致相同，选铅为一粗一扫二精，选锌为一粗一扫三

精。但磨矿流程不同，西北矿冶院采用阶段磨矿，第一段细度－200目70%，选铅尾矿再磨－200目85%选锌。西北地质研究所采用一次磨至－200目80%。两所获得的选矿指标，铅精矿品位在52～58%，回收率62～68%；锌精矿品位37～40%，回收率65～71%。而试验所用的药剂量较大，前者为5种药剂，耗药26公斤/吨(矿)，后者为7种药剂，耗药21.5公斤/吨（矿）。

为进一步验证小型试验结果和改善药剂制度，在两个小型试验的基础上，进行扩大连选试验，规模1.2吨/日。试验流程和药剂条件如图1，试验选矿指标见表3。

表3　　连选选矿技术指标

名称	产率(%)	品位(%)		回收率(%)	
		Pb	Zn	Pb	Zn
铅精矿	2.14	66.04	2.88	64.83	0.55
锌精矿	17.68	0.93	38.99	7.54	61.00
尾矿	80.18	0.78	5.42	27.63	38.45
原矿	100.00	2.18	11.30	100.00	100.00

扩大连选试验结果表明，铅精矿的指标接近或略高于小型试验，锌精矿的品位接近小型试验，但回收率则低于小型试验，只有1%。分析其主要原因是细粒褐铁矿包裹的菱锌矿进入尾矿、泥质和粘土类矿物干扰菱锌矿的回收。试验采用五种浮选药剂，总耗药量为18.6公斤/吨(矿)，略低于小型试验。但是与同类型矿山相比选矿剂药仍偏高。这与不脱泥浮选铅锌过程有关。试验曾进行不脱泥与脱泥的小型开路浮选对比，结果选别指标相差不大。为了减少脱泥设备和简化工艺过程，试验推荐采用不脱泥的工艺流程。

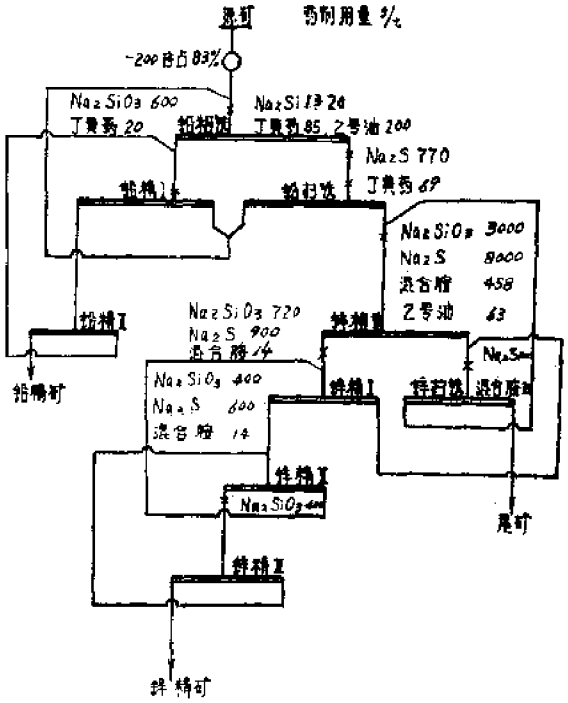


图1　扩大连选试验流程和药剂条件

铅硐山高氧化率铅锌矿三种形式的选矿试验总的结果，铅精矿的品位可以达到60%，回收率为65%左右；锌精矿品位40%，回收率为65%。与国内同类型矿山比较见表4。说明本矿山高氧化率铅锌矿选矿指标较好。试验所获得的工艺流程和指标可作为设计选矿厂的依据。

2．对铅、锌精矿产品的研究

铅硐山高氧化率铅锌矿选矿试验获得铅精矿和锌精矿的多元素分析结果见表5。

表4　　国内氧化铅锌矿选矿指标实例

矿山名称	原矿品位（%）		试验指标			
			精矿品位（%）		精矿回收率（%）	
	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
兰坪（北厂）	2.82	11.73	42.73	37.04	61.00	57.00
兰坪（架崖山）	4.32	14.55	48.72	40.06	55.10	53.73
会　泽	3.33	14.75	38.85	35.30	66.03	79.00
铅硐山	2.18	11.30	66.04	38.99	64.83	61.00

表5　　铅、锌精矿的多元素分析结果

名称＼元素 含量（%）	Pb	Zn	Cu	S	As	TFe	Bi	Co	Hg
铅精矿	67.58	3.06	0.18	—	—	3.38	0.0001	0.002	0.33
锌精矿	0.95	39.38	0.02	0.75	0.038	6.67	—	0.003	—

名称＼元素 含量（%）	Sb	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	Ag(g/t)	Au(g/t)	Sn
铅精矿	0.014	2.30	0.56	1.96	0.40	844	3.03	—
锌精矿	0.0024	6.58	1.73	0.39	—	32	0.26	0.001

表5中数字为扩大连选试验产品分析。按照有色金属“七五”规划要求，铅硐山的铅、锌精矿供给西北铅锌冶炼厂作原料。该冶炼厂工艺特点是火法炼铅湿法炼锌。铅硐山选矿试验所获得的铅精矿基本满足了火法炼铅的原料要求。然而锌精矿因含锌较低，小于40%，含SiO_2大于6.5%，含TFe大于6.5%，含S小于0.8%，满足不了该冶炼厂湿法炼锌的要求。该冶炼厂要求锌精矿所含SiO_2必须小于3%，锌精矿中含SiO_2过高，则在冶炼过程中锌精矿中可溶硅和锌一起进入溶液，呈胶状硅酸，影响过滤。为此，我们对锌精矿的销售问题，进行主要两个方案的研究工作。

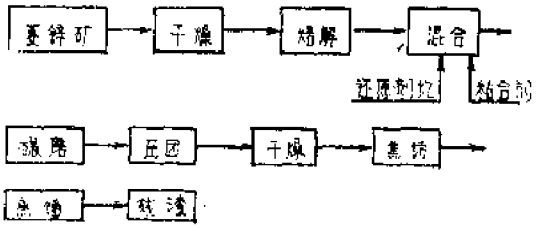
(1) 进行小型开路降硅试验。试验结果详见表6。

参照表6的试验结果，若使锌精矿含SiO_2降至于4.0%，其回收率则小于50%，为了保证锌精矿的回收率大于60%，则其含SiO_2上升至6%，从小型试验和扩大连选试验均能反映出这种结果。此结果与原矿的性质有关。因此小型开路降硅试验未达到目的。

(2) 冶炼试验。为了落实陕西铅硐山高氧化率精矿的合理利用问题，葫芦岛锌厂承担了陕西凤县菱锌矿火法炼锌还原效率的试验。试验矿样取自于扩大连选锌精矿。试验工艺流程如下：

表6　　开路流程降硅试验结果

产品名称	产率（%）	含量（%）		回收率（%）
		Zn	SiO_2	Zn
锌精矿	19.70	38.47	7.58	67.43
锌精矿	18.20	39.19	6.57	63.46
锌精矿	16.80	40.76	5.62	60.92
锌精矿	15.04	42.07	4.99	56.29
锌精矿	12.40	43.88	4.07	48.41



锌精矿经室内马弗炉800℃温度，焙解两小时，焙解后的原料化学成份见表7。

表7　　锌精矿焙解后的化学成分

成分	Zn	Pb	Fe	Cu	Cd	Mg	SiO_2	S	C
含量(%)	47.63	1.16	9.77	微	—	0.45	—	0.70	0.27

焙解后锌精矿杂质铅未脱除，含铅为1.16%，略高于竖罐技术指标，竖罐炼锌要求铅小于1%，但可采用高温焙解，提高脱铅率，其它杂质均能满足竖罐炼锌要求。

经最后的蒸馏试验，结果见表8

表8　　蒸馏试验结果

编号	时间(分) / 项目	30	60	90	120	150	180
1号	渣含锌(%)	29.57	13.12	9.26	6.67	5.71	5.48
	蒸馏效率(%)	62.60	87.70	91.90	94.40	95.40	95.40
2号	渣含锌(%)	21.92	11.27	6.02	5.24	4.76	4.71
	蒸馏效率(%)	58.70	83.10	91.80	93.10	94.00	95.330
3号	渣含锌(%)	16.37	6.18	4.71	4.57	4.14	3.71
	蒸馏效率(%)	69.80	90.20	93.00	93.40	93.80	94.60

1号矿为标准料，2号、3号矿为铅碉山矿。蒸馏结果表明，当蒸馏温度1050℃，时间90～180分钟，1、2、3号料的蒸馏还原效率较接近。说明铅碉山高氧化率铅锌矿经选矿加工后获得的锌精矿可作为竖罐炼锌的原料，并且搭配高品位的锌精矿使用效果更好。

3．选矿工艺流程的设计方案

(1) 破碎筛分流程：由于铅硐山高氧化率铅锌矿含泥量大，矿山又地处多雨潮湿地区，采场为地下出矿，原矿含水难以控制，因此设计破碎筛分工艺流程时必须考虑洗矿作业。总破碎筛分工艺流程为三段一闭路，原矿粒度500～0毫米，最终破碎粒度12～0毫米。

(2) 磨浮流程：根据选矿试验推荐的工艺流程和参数，设计采用的磨矿流程为两段连续磨矿，第一段细度－200目占55%，第二段细度80%－200目，此时锌矿物的单体解离度为82%。为了保证最终的磨矿细度，采用水力旋流器作控制分级。

根据氧化铅锌矿物的可浮选，浮选采用先选氧化铅后选氧化锌。即在选铅的流程中采用一粗一扫三精；在选锌的流程中采用一粗一扫三精。最终获得铅、锌精矿和丢弃尾矿。设计的原则工艺流程见图2。

设计的浮选药剂制度与扩大连选试验的药剂制度相同。

上述的设计工艺流程比较简单，生产容易实现。

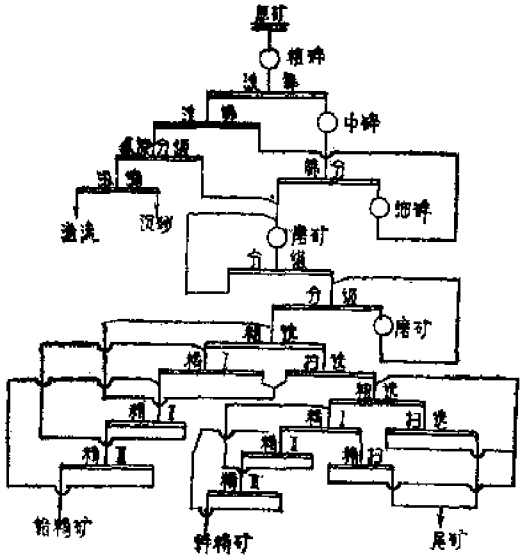


图2　设计选别工艺流程

4．设计的精矿产品方案

铅精矿品位58%，铅回收率67%

锌精矿品位40%，锌回收率65%

银富集在铅精矿，镉富集在锌精矿。

铅精矿送西北铅锌冶炼厂，锌精矿送葫芦岛锌厂。

六、经　济　效　益

我们提出开发利用陕西省铅硐山高氧化率铅锌矿可行性研究方案，特点是力求在前四年生产过程中将这部分矿石处理完毕，设计的采选规模16.5万吨/年，四年可共处理原矿56万吨，因此带来如下效益：

1．可获得金属铅0.6万吨，金属锌3.7万吨，产值3746万元，每年获利113万元。因此开发利用这部分矿石，矿山不是亏本而是盈利，经济效益较好。

2．保护并利用了这部分国家资源，为国家提供一定数量的有色金属。

3．与开发类似铅硐山的高氧化率铅锌矿，提供了一定的参考经验。

七、结　论

陕西省铅硐山铅锌矿是一个中型矿山，我们通过进行技术经济可行性研究之后，认为该矿山中的高氧化率铅锌矿可供开发利用，应当改变国家储委对铅硐山高氧化率铅锌矿矿石储量的批示，转到表内矿。

对于含泥量多的高氧化率铅锌矿矿石浮选，增设脱泥作业，有利于改善锌精矿选矿指标和药剂用量。因此在下一阶段设计之前，需进一步做脱泥试验，提高锌精矿的质量和减少药剂用量。

氧化锌矿石的选矿工艺

长沙有色冶金设计研究院　吴夫彬

一、前　言

铅锌是有色金属主要产品之一，其金属产量占我国目前有色金属总产量的38%左右。

我国铅锌矿床类型，可分为矽卡岩型、变质岩型、碳酸盐岩型、喷出-沉积岩型、综合岩型和风化残余型六种。当前生产的铅锌矿山以碳酸盐岩型和综合岩型为主，约占我国铅锌总产量的70%以上，矽卡岩型和风化残余型不到10%。预计今后变质岩型和喷出-沉积岩型的比重将会逐年增加。

按氧化程度分，我国铅锌矿床的矿石分硫化矿、混合矿和氧化矿三种基本类型。在选矿工艺方面，我们对硫化矿和混合矿已积累了许多生产经验，在选别指标上已接近或超过国际先进水平。但对氧化铅锌矿，特别是氧化锌矿石的选矿工艺，还没有突破性的进展，选别指标仍很低。据现有资料，我国西南地区和西北地区，有着丰富的氧化铅锌资源，所以对氧化锌矿石的选别工艺进行探讨具有重大的现实意义。

二、氧化锌矿石的物质组成

氧化锌矿石的物质组成虽然比较单一，但矿石的特点是：结构、构造多样化，氧化锌矿物与脉石矿物常呈复杂的微细粒共生，并存在有一定量的铁氧化物和铁氢氧化物以及如粘土类等极度细散物质。

氧化锌矿石所含各种类型的锌矿物，与其共生的脉石矿物有关。在脉石为碳酸盐（石灰石和白云石）的矿石中，则以菱锌矿、铁菱锌矿和水锌矿占优势；在以石英为主酸性矿石的脉石中，则以异极矿和硅锌矿为主，锌的碳酸盐和硅酸盐经常共生在一起。氧化锌矿物中含锌见表1。

表1　　氧化锌矿物中含锌

矿　物	分子式	含量(%)	备　注
菱锌矿	$ZnCO_3$	52.10	
水锌矿	$ZnCO_3(OH)_2$	60.50	
异极矿	$Zn_2SiO_3(OH)_2$	54.20	
硅锌矿	Zn_2SiO_4	58.00	

从表1可知，碳酸盐矿物为矿石中的主要矿物，所含脉石为石灰石及白云石；异极矿富含于石英的脉石中，但碳酸盐及硅酸盐常共生在一起，硅酸盐矿较少，有用矿物与脉石间之结合程度及脉石之特性变化很大，常发现有石灰石、白云石、石英、滑石、粘土及各种氧化

铁、氢氧化铁等。一般经过磨矿后，单体解离度较好，易于选别。但有些锌矿物结合得非常致密。这对褐色或含铁异极矿的矿石特别显著时，就完全不能用浮选或机械方法处理。矿石中含有带铁质粘土的矿泥或硫酸钙类的溶盐时，均属于难选矿石之一。

三、氧化锌矿石生产现状

由于氧化锌矿物种类繁多，矿物组成比较复杂，具有氧化率高、嵌布粒度细、含泥量高的特点。因此给生产带来一定的困难。与硫化锌矿相比，不仅技术经济指标低，而且药剂消耗也高得多。国内外氧化锌矿石选矿生产指标见表2。

表2　　氧化锌矿石选矿生产指标

厂名	国家	生产能力（吨/日）	原矿品位(%)		主要矿物	选矿方法	锌选别指标		药剂（公斤/吨）	备注
			铅	锌			品位(%)	回收率(%)		
蒂纳夫	英		2.0	20.0	菱锌矿、闪锌锌、白铅矿、方铅矿、重晶石、石灰岩、粘土等。锌氧化率90%	浮选	40	60	9.2	
塞尔托里	意	6000	0.5～0.8	4～6	白铅矿、方铅矿、异极矿、闪锌矿	重介质+浮选	40	45～60	8.8	
桑济渥凡尼	意	330	2.0	5.70	白铅矿、方铅矿、菱锌矿、异极矿、褐铁矿、方解石、白云石	浮选	39.0	64.6	7.1	
阿根太拉	意	240	0.8	5.9	白铅矿、菱锌矿、水锌矿、重晶矿、白云石、石英。锌氧化率90%	浮选	37.2	70.5		
撒丁岛氧化矿	意		1.6～2.5	4.5～5.5	白铅矿、方铅矿、菱锌矿和异极矿，石英、白云石，粘土和褐铁矿	浮选脱泥	36～44	58～68	10.2	
哥尔诺	意		1.0～1.3	9.0	闪锌矿、菱锌矿、水锌矿、异极矿。锌氧化率27%	重一浮（加温）	39.9	78.5	8.5	

Tyn-agh	爱尔兰	2000	8.5	6.8	菱锌矿、闪锌矿、方铅矿、白铅矿、重晶石、粘土、黄铁矿和石灰石	浮选	37～40	60	10.0	
A矿	中国		1.6	13～15	菱锌矿、白铅矿、闪锌矿、赤铁矿、菱铁矿、褐铁矿。铅锌氧化率98%以上	浮选	36～40	51～66	20.0	试验
B矿	中国	700	1～1.7	3.4～4.5	白铅矿、菱锌矿、锌矾、铅铁矾、红锌矿、异极矿、硅锌矿及褐铁矿。锌氧化率40～70%	浮选（乳化液）	35	70～80	10.0	
C矿	中国	350	2～3	9～14	白铅矿、铅矾、铅铁矾、菱锌矿、异极矿、硅锌矿、铁菱锌矿及微量闪锌矿	浮选（加温）	40	73.2	12.0	

从表1可知，国外氧化锌矿石选别指标，精矿品位为36～40%，回收率60～70%，最高为78%，药剂用量7～10公斤/吨原矿。我国氧化锌精矿品位35～38%，个别达40%，回收率平均68%左右，最高达73%，药剂用量10～12公斤/吨原矿，最高为20公斤/吨原矿。可见我国处理氧化锌矿石的选别指标已接近国外水平，但药剂消耗则高于国外。从表1中也可以看出，采用联合流程的指标优于单一浮选流程。

四、氧化锌矿石选别工艺研究

氧化锌矿石选别工艺有：单一浮选流程和联合流程。后者又分为浮选—水冶联合流程、重选（预选）+浮选联合流程、重介质—威尔兹法—密闭鼓风炉和焙烧—浮选联合流程等。目前，在我国普遍使用的是浮选工艺。

氧化锌矿石，一般都含有大量的铁氧化物和氢氧化物以及粘土，如氧化锌矿物呈微细粒嵌布（<10～20微米），且含有锌粘土、铝硅酸盐及其分解产物时，则被认为是不能浮选的矿石。根据氧化锌矿石特点，其可浮性可分为五类：

1．易浮矿石，矿石中含有少量的铁氢氧化物和粘土，氧化锌矿物呈单体解离，或单纯为碳酸盐类矿物，如菱锌矿等，用浮选法可以获得较高的工艺指标；

2．中等易浮矿石，矿石中含有大量的氢氧化物和粘土，并被其所污染的碳酸盐（菱锌矿、异极矿和水锌矿等），这类矿石可浮性次之，经脱泥后再浮选，可获得较好的选别指标；

3．氧化铁、氢氧化铁和粘土含量较高的碳酸盐（异极矿、水锌矿、菱锌矿和铁菱锌矿

等）矿石，可浮性较差；

4．难浮矿石，硅酸盐类氧化锌（硅锌矿、锌矿尖晶石、红锌矿、异极矿和少量的菱锌矿等）矿石，浮选困难；

5．不浮矿石，矿石中含有很高的铁氢氧化物和粘土，锌矿物与其紧密共生，虽经磨矿亦不能达到单体解离。如赭色粘土质氧化锌矿石，其中氧化锌呈细粒嵌布，如含砷的黄钾铁矾、赭石和粘土均属于这类矿石。

目前对前四种类型的氧化锌矿石主要采用以下工艺处理：

(1) 用脂肪酸及其皂类直接浮选

适合于硅质脉石或泥质脉石的氧化锌矿石的浮选，而不适用于碳酸盐脉石或含铁高的氧化锌矿石的浮选。由于该药剂在选择性没有取得满意的结果，所以在工业上没有得到推广。

(2) 用长链碳氢基和巯基捕收剂浮选法

采用硫基捕收剂浮选氧化锌矿物（包括预先硫化、硫酸铜活化、矿浆加温等）没有得到广泛应用。但当用以处理矿石中氧化锌矿物为致密的隐晶质菱锌矿，而矿石中又没有粘土、铁的氧化物、氢氧化物和矿泥时，则可以获得较好的结果。

(3) 硫化—胺盐浮选法和加温—硫化—黄药浮选法

即用胺类阳离子捕收剂浮选和加温浮选法，不但在工业生产方面或理论研究方面都引起了人们的极大重视，而且胺法已成为目前浮选氧化锌矿石唯一可行的方法。

由于菱锌矿是极难硫化的矿物，所以有人认为把菱锌矿矿浆加热到50～60℃时，硫化钠能有效地对菱锌矿和异极矿进行硫化，然后用硫酸铜活化，再加黄药浮选。

意大利Gorno选矿厂，把氧化锌矿石的矿浆加温到40～50℃，用硫化钠硫化，然后加硫酸铜，在pH值为11的条件下，用高级黄药浮选氧化锌矿石，获得含锌为38.9%，回收率为76.43%的氧化锌精矿。但加温硫化法的工艺过程不稳定，特别是不适合于处理铁、泥含量高的氧化锌矿石。

五、提高氧化锌矿石选别指标的途径

据现有资料，目前国内外氧化锌矿石的选别指标一般都较低，这是为什么呢？其中主要原因是矿泥的影响。所以用胺法浮选氧化锌矿石的关键是解决矿泥的问题，其次是浮选药剂的应用和联合流程的探讨。

1．脱泥

矿泥是否要脱，说法不一，但大多数人主张在浮选前脱泥。莱依（Rey）强调在用胺类捕收剂浮选氧化锌矿石时，必须控制矿泥，因为胺与粘土矿物的阳离子交换吸附，明显地消耗胺类捕收剂。

实践证明，浮选氧化锌矿石之前，预先脱泥，有利于提高锌精矿指标。如意大利San Giovanni选矿厂，浮选前先脱除7微米的矿泥，从相当于原矿的22%矿泥量减少到14.9%，使进入浮选的金属量增加6%左右，因而提高了锌的总回收率。我国泗顶铅锌矿做了脱泥与不脱泥浮选氧化锌矿石比较，结果证明，脱泥后再浮选，锌精矿品位和回收率都比不脱泥高。作者曾对某地大型高氧化率锌矿（氧化率98%以上）进行脱泥与不脱泥浮选对比试验，结果前者的品位与回收率分别提高1.09%和2.01%，药剂消耗减少30%。这说明浮选氧化锌之前先行脱泥，不仅可以改善选别指标，而且可减少药剂用量，降低成本，提高浮选过程的选

择性，促使粗粒级的浮选。所以在某种意义上看，浮选前先行脱泥是有利的。但脱泥会使锌金属损失20～25%（占给矿），矿泥品位与给矿品位相当。目前处理这种矿泥的效率仍很低。

随着处理氧化锌矿新工艺的应用和有效药剂的出现，有资料指出，胺盐与硫化钠混用配成乳化剂，可以不脱泥浮选氧化锌矿石，对菱锌矿、水锌矿、硅锌矿和异极矿都有效。

M·A阿卜拉莫夫等人用硫化钠溶液与脂肪胺酸盐或醋酸盐溶液预先混合而成的乳浊溶液浮选氧化锌矿石，锌精矿品位和回收率比用胺法不脱泥，分别提高9.8%和37.21%。意大利马苏阿选矿厂采用椰子油胺、柴油和松油混合而成的乳化剂，浮选氧化锌矿石，锌回收率提高25～27%。国外曾用此法处理严重铁化且含有大量可溶盐和赭色粘土矿泥，氧化率96%以上的氧化锌矿石，获得含锌40.18%、回收率为76.3%的锌精矿。

我国柴河铅锌矿采用乳化液浮选氧化锌矿石，取消了选锌前的脱泥作业，使锌精矿品位提高3～4%，回收率提高6%以上。

从上述资料可知，氧化锌浮选前脱泥能有效地提高选别指标。而用乳化液可减少脱泥作业，也能改善选别指标，但乳化时间较长，过程比较复杂，且不易操作，如果矿泥对浮选为害甚烈，即使采用乳化液也无法改善指标时，最好在浮选前脱泥。作者对我国某地氧化锌不脱泥用乳化液浮选，未获成功。

2．浮选药剂

有关氧化锌矿石的浮选药剂报道不少，但真正用于生产实践而有成效的并不多。现着重讨论捕收剂的选用问题。氧化锌矿石浮选用的捕收剂有：脂肪酸及其盐类（皂类）巯基捕收剂、阳离子捕收剂等。脂肪酸在工业上没有得到应用，巯基捕收剂在意大利哥尔诺选矿厂曾用于浮选氧化锌矿石，而阳离子捕收剂，碳氢链中碳原子数为12～15的有机胺是浮选氧化锌矿石最有效的捕收剂。如意大利用碳链为12的植物性胺和碳链为18的动物性胺对氧化锌矿，进行研究，认为碳链为12的植物性胺捕收性能较好。

据有关资料指出，用6个碳原子以上的支链脂肪酸伯胺的水溶盐或油溶盐，如4—甲基戊胺，3—乙基丁胺，1—甲基—2—基丙胺，2—丁基已胺等浮选氧化锌矿石效果良好。实践证明，2—丁基已胺具有特别好的捕收效果。用有效成分为60%的2—丁基已胺醋酸盐为捕收剂浮选摩洛哥的异极矿，结果得出品位为37.2%、回收率为78.7%的氧化锌精矿。

据报道，两性捕收剂AE—12（结构式为$C_{12}H_{25}$—$NHCH_2COONa$）与水解聚丙烯腈混用，浮选我国某地氧化锌矿石，得到与混合胺相近似的指标。AE—12较混合胺浮选速度更快，并有一定的起泡性能，但用量要比混合胺高一倍。

爱尔兰第拉选矿厂通过试验表明，菱锌矿最好的捕收剂是12烷基胺和椰油胺。生产中使用的捕收剂是胺的乳化剂，它含椰油胺40%、燃料油5%、松油5.5%，配以硫化剂Na_2S，当pH为12时，氧化锌精矿品位为37～40%，回收率60%以上。我国某氧化铅锌矿用硫化钠与脂肪胺配成的乳化液作为氧化锌矿石的捕收剂，使锌精矿品位提高到35%以上，回收率达80.28%。

乳化液捕收剂不但适用于菱锌矿、水锌矿的浮选，而且适用于异极矿和硅锌矿的选别。但如果脉石矿物为大量的云母、绢云母、绿泥石或碳质页岩，则不宜采用，作者对我国某氧化锌矿石的试验中得到了证实。

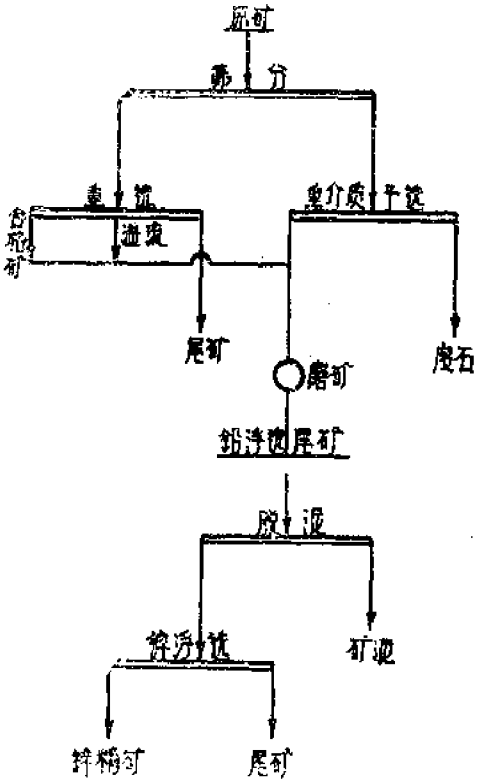
处理难选氧化锌矿石的全新方向是研究用螯合剂。里尼泥和马拉比尼在第14届国际选矿

会议上发表了这方面的论文。螯合剂和燃料油组成捕收剂系统，其中螯合剂能与矿物表面的金属阳离子构成不溶性金属螯合物，通过物理吸附，又同燃料油的烃链附着在一起，从而实现选择性的浮游。

实践证明，浮选氧化锌的捕收剂，以第一胺最为有效，但必须配以硫化钠，而硫化钠对氧化锌的硫化作用，开始时进行较快，随后速度变慢，因此须要控制硫化钠的浓度和反应时间。所以必须在整个浮选过程中分段添加硫化钠。

3．联合流程

用阳离子捕收剂或胺的乳化液浮选氧化锌矿石的效果，取决于造岩矿物的类型，以及锌在矿石中的赋存状态，氧化铁、粘土和可溶性盐的含量等。一般用单一浮选流程处理复杂的氧化锌矿石是比较困难的，因此需要探索联合流程。处理氧化锌矿石的联合流程有多种，目前在我国比较实用的为重选（预选）+浮选联合流程，作者对我国某地高氧化率的锌矿石进行了单一浮选流程和重选(预选)+浮选联合流程做了比较，结果，氧化锌精矿品位差别不大，但后者的回收率却提高3～5%。原则流程如图。



某地氧化锌矿石试验原则流程

用浮选—水冶联合流程处理成分复杂的氧化铅锌矿石也颇有成效，如苏联用单一浮选法和浮选—水冶联合流程分别处理氧化锌矿石，锌精矿回收率后者比前者提高3～6%，其它如焙烧—浮选联合流程，国外正在试验研究中，尚未用于工业生产。

难选氧化锌矿石的处理是比较复杂的，但用联合流程能解决一些用单一浮选工艺所不能解决的问题，因为联合流程能发挥各自的长处，所以它是一种很有发展前途的工艺。

六、结　　语

1．氧化锌矿石的选别效果与矿石中粘土、铁氢氧化物和矿泥等的含量有关；

2．回收氧化锌矿物的有效和可靠的方法是采用阳离子捕收剂浮选，而碳氢链中含碳12～15的第一脂肪胺是最强的捕收剂；

3．硫化钠与第一胺配成乳化液浮选氧化锌矿石，不需要脱泥，有利于提高氧化锌精矿指标，所以是一种有效的方法；

4．采用联合流程是处理氧化锌矿石较有发展前途的工艺，它能解决一些用单一浮选方法所不能解决的难选氧化锌问题。

（参考文献略）

从氧化锌矿回收锌的冶炼工艺研究

北京矿冶研究总院　尹才矫　曹祥瑞

一、引　言

众所周知，世界上作为湿法炼锌的优质硫化锌矿将逐渐趋于枯竭，氧化锌矿资源逐渐受到重视。我国的氧化锌矿资源十分丰富，仅我国西南地区的兰坪铅锌矿一处，氧化锌矿的金属锌储量达530万吨以上，并且适于大规模露天开采。然而，以氧化锌矿为原料的湿法炼锌在过去相当长的一段时间中都未能找到一种好的方法，致使这种资源的开发利用受到相当大的影响。

氧化锌矿通常由硅锌矿（Zn_2SiO_4）、异极矿（$Zn_4Si_2O_7(OH)_2\cdot H_2O$）、菱锌矿（$ZnCO_3$）组成。处理这种矿的最好方法是硫酸直接浸出。这些锌矿物易溶于硫酸，生成硫酸锌和硅酸。在常规条件下硅酸易于形成硅胶，因而大大增加浸出矿浆液固分离的难度，迄今为止在国内外所有发展起来处理氧化锌矿的方法都是在找到一种能对付硅胶危害的手段之后提出来的。

本研究以我国的兰坪矿经过选矿分选富集后得到的氧化锌精矿为对象，提出了一种适于处理锌品位高的硅酸锌矿硫酸直接浸出工艺。该工艺除了较好地解决了如何消除硅胶的危害问题，还考虑如何改善工艺中的经济技术指标，以取得对由硫化锌矿提取锌的传统方法的竞争力。

该工艺硫程主要由浸出、除硅、溶液净化、电解等工序组成。溶液净化和电解两个工序与用电解法从硫化锌矿中提取锌的传统工艺是一致的，因此，本文的重点是介绍浸出和除硅。

二、原　料

兰坪氧化锌精矿是由锌矿物和脉石矿物组成。锌矿物主要为硅锌矿、异极矿、菱锌矿；脉石矿物主要为褐铁矿、方解石、白云石以及石英等。精矿的化学组成见表1。

原料的粒度是由选矿作业确定的，通常为－200网目占80%。

三、锌和主要杂质的浸出行为

用硫酸直接浸出氧化锌矿的主要化学反应如下：

$$Zn_2SiO_4 + 2H_2SO_4 \longrightarrow 2ZnSO_4 + H_4SiO_4 \quad (1)$$

$$Zn_4Si_2O_7(OH)_2\cdot H_2O + 4H_2SO_4 \longrightarrow 4ZnSO_4 + Si_2O(OH)_6 + 3H_2O \quad (2)$$

$$ZnCO_3 + H_2SO_4 \longrightarrow ZnSO_4 + H_2O + CO_2\uparrow \quad (3)$$

表1　　精矿化学组成

元　素	含　量（%）	元　素	含　量（%）
Zn	34.05	As	0.056
Cd	0.37	S	0.67
Pb	0.95	F	0.011
Fe	4.10	Cl	0.032
Mn	1.84	SiO_2	28.20
Cu	0.0057	Al_2O_3	1.24
Ni	0.0018	CaO	3.01
Co	0.0017	MgO	0.12
Sb	0.012		

$$CdCO_3 + H_2SO_4 \longrightarrow CdSO_4 + H_2O + CO_2\uparrow \quad (4)$$

$$PbCO_3 + H_2SO_4 \longrightarrow PbSO_4\downarrow + H_2O + CO_2\uparrow \quad (5)$$

$$CaCO_3 + H_2SO_4 \longrightarrow CaSO_4\downarrow + H_2O + CO_2\uparrow \quad (6)$$

$$MgCO_3 + H_2SO_4 \longrightarrow MgSO_4 + H_2O + CO_2\uparrow \quad (7)$$

$$Fe_2O_3 + 3H_2SO_4 \longrightarrow Fe_2(SO_4)_3 + 3H_2O \quad (8)$$

$$Al_2O_3 + 3H_2SO_4 \longrightarrow Al_2(SO_4)_3 + 3H_2O \quad (9)$$

式(1)中的H_4SiO_4为单硅酸，也可写成$Si(OH)_4$，式(2)中的$Si_2O(OH)_6$为二聚硅酸。

上述的硅锌矿、异极矿、菱锌矿以及其它碳酸盐矿物都易溶于稀硫酸中，其浸出反应速度相当快。图1以锌和镉的浸出为例，当浸出温度45℃、浸出终点pH约1.8，浸出时间仅0.5小时，锌和镉的浸出率迅速达到90%以上，浸出时间2小时，锌和镉的浸出率均可达98%以上，并迅速趋向平衡。

菱锌矿和其它碳酸盐矿物（见式3-7）在溶解时，释放大量二氧化碳气体，在浸出矿浆中迅速形成泡沫，泡沫上升使设备容积系数下降，不采取消泡措施，矿浆就有可能向外溢出，造成金属流失。

但是，在这里最重要的是硅锌矿和异极矿的浸出，在该浸出体系中这两种矿物中的锌和硅是按其分子式等比例地溶解（即按化学计算量溶解），生成相应的硫酸锌和硅酸。硅酸在聚合作用下迅速转化成硅胶，使矿浆粒度增大，这会给后面的过滤作业带来严重困难和溶液的大量流失、金属回收率下降。用硫酸直接处理氧化锌矿所组成的浸出体系包含有硫酸锌溶液、剩余硫酸、浸出渣、硅酸以及其它被溶解的杂质。

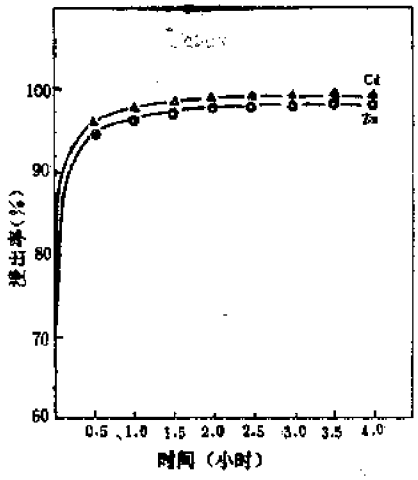


图1　时间对锌镉浸出率的影响

四、硅在溶液中的行为

在浸出过程中硅锌矿和异极矿（包括其它少量可溶性硅酸盐矿物）中的硅随着锌一起进

入溶液中，由于被溶解的硅给工艺过程带来一系列危害，因此，硅在溶液中的行为对湿法冶金工作者来说是一个不容忽视的重要问题。研究结果表明，在该浸出体系中所生成的单硅酸〔$Si(OH)_4$〕和二聚硅酸〔$Si_2O(OH)_6$〕在一定条件下（比如pH＝2～3）会聚合成为二氧化硅的溶胶，即一种分子量大的聚硅酸。当这种溶胶在溶液中的稳定性受到破坏时，它可进一步聚集成凝胶或二氧化硅的沉淀物。

通常认为，硅酸的聚合作用是由硅醇（－SiOH）基团的缩合作用产生的，即

$$-SiOH + HOSi- \rightarrow -SiOSi- + H_2O \quad ---(10)$$

式中—SiOSi—称为硅氧烷键。

在聚合作用发生以后，硅氧烷键的数量不断增加，而硅醇基团的数量不断减少，起初由硅氧烷键形成一种环状结构，接着由于单体的不断加入很快变成球形分子，这种大分子量的球形分子便成为胶体粒子的生长核心，核心不断长大，当长大到0.001～0.01微米大小的颗粒时，在溶液中便形成硅溶胶，这种胶体粒子通过硅氧烷键(—SiOSi—)的作用更进一步聚集，聚集的结果有可能形成凝胶，也有可能形成二氧化硅的沉淀物。聚集的推动力是胶体粒子的碰撞，聚集的条件是胶体粒子表面电荷的减少。胶体粒子表面电荷的多少取决于溶液的性质和组成，取决于溶液的pH、温度以及溶液放置的时间。

在通常的情况（即不改变体系的性状）下，当二氧化硅溶胶在溶液中的稳定性被破坏（比如延长放置时间）时，胶体粒子依靠相互碰撞的粒子之间硅氧烷（—SiOSi—）的键合作用则聚集成凝胶，凝胶很象通常的冻胶，对工艺过程危害很大，它远远超过溶胶的危害。浸出液一旦产生冻胶化现象，过滤操作就无法进行。试验结果表明，在该浸出体系的条件（即浸出液pH≈1.8、〔Zn〕≈150克/升，含有少量Fe、Al、As、Sb、Mn、F等杂质，室温）下，“冻胶”形成的快慢与溶液中二氧化硅的初始浓度密切相关，见表2。

表2　　“冻胶”形成与二氧化硅初始浓度的关系

原料SiO_2含量（%）	6.92	14.05	20.96	28.20
浸出液SiO_2浓度（克/升）	5.10	10.05	15.34	19.86
开始形成冻胶时间 *（小时）	～960	～48	～16	8～10

* 时间由浸出结束起计算。

由表2可见，当浸出液中SiO_2浓度在5克/升以下时，溶液难以形成“冻胶”，其生成速度很慢；当SiO_2浓度达到10克/升以上时，“冻胶”的生成速度迅速增加。这给人以启示，如果矿石中锌的硅酸盐矿物含量低(比如SiO_2<7%)时，则浸出之后可接着过滤，除去硅和其它杂质可在过滤后的溶液中进行；如果矿石中锌的硅酸盐矿物含量高（比如SiO_2>14%），为了避免“冻胶”的生成，在浸出之后必须紧接除硅作业，然后才能进行过滤。

由试验得到，当改革体系的一定条件，比如提高溶液的pH值和温度，并且使体系在较高温度下维持足够长的时间，以提高胶体粒子的聚集速度，则生成的不是“冻胶”，而是一种无定形的或结晶形的二氧化硅沉淀物。这种沉淀物具有较好的过滤特性。

试验采用温度75～85℃，往浸出液中添加足够量的中和剂中和其剩余酸，使溶液pH迅速上升至5.2～5.4，持续时间3小时以上，则可把浸出液中的SiO_2从任意浓度除到0.2克/升

以下，与此同时一些容易水解的杂质（诸如铁、铝、砷、锑等）也一起被除去，见表3。

表3　　除 硅 试 验 结 果

除硅前液SiO_2浓度(克/升)	5.1	10.30	15.34	19.86
除硅后液SiO_2浓度(克/升)	0.150	0.125	0.120	0.125

除硅后的溶液Fe<0.01克/升、Al<0.001克/升、As<0.0002克/升、Sb<0.0002克/升。除硅后的矿浆过滤速度达到0.7～0.8米³/米²·时，这同常规的电解锌厂产出的浸出矿浆的过滤速度相比不相上下。

综上可见，当破坏硅溶胶在溶液中稳定存在的条件，并以快速的方式使之进一步聚集，可得到一种与通常条件下自然聚集的产物性状完全不同的SiO_2聚集物，前者是可过滤的，后者根本不能过滤。因此，选择前一种途径处理可有效地消除硅对湿法冶金工艺的危害。

五、流程选择和试验结果

基于上述研究结果，选择如下工艺流程处理兰坪含硅酸锌高的氧化锌精矿，见图2。

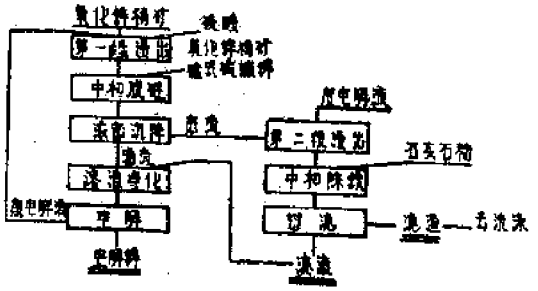


图2　氧化锌精矿直接硫酸浸出工艺流程

在该流程中选择两段硫酸浸出、一段中和法除硅。第一段浸出之后紧接除硅，然后浓密沉降，这样可避免浸出矿浆在浓密过程中产生“冻胶”。浓密后的底流用废电解液浆化进行第二段浸出，接着用石灰石粉中和少量剩余硫酸，并除去以铁为主的杂质，随后过滤，所得到的滤液与浓密沉降产出的溢流合并一起送去净化、电解，产出电积锌。含有再生硫酸的废电解液返回一、二段浸出用作浸出剂。被碱性脉石消耗掉的酸和过程损失的酸则由外加新酸补充。滤渣送去洗涤，用中和沉淀法从洗水中选择性地沉淀锌，产出碱式硫酸锌沉淀物返回系统作中和剂，沉淀后的母液经处理达到排放标准后排出系统。

在中和除硅时，为了有利于硅聚集生成二氧化硅的沉淀物，而不致于形成“冻胶”，在该流程中选用了以集中并充分过量的方式添加中和剂，迅速使溶液的pH达到沉淀硅的要求值，即pH＝5.2～5.4。为了克服由此造成溶液局部过中和，致使锌重返浸出渣中而无法回收，为了充分利用浸出液中的游离酸浸出金属，为了避免新的杂质（如镁、氟、氯）被带入系统，中和除硅不用常规的石灰或石灰石，而用氧化锌矿本身和由处理渣洗水时所获得的碱式硫酸锌作中和剂，第二段浸出旨在回收中和除硅渣中所包含的锌，这不仅是用以提高锌的回收率，而且可使第一段浸出和中和除硅两个工序在操作上有较大的灵活性，避免了用十分拘谨的操作方式控制浸出过程酸的加入和除硅过程中和剂的加入，从而，保证了中和除硅能

在“快速”的条件下进行。中和除硅产出的二氧化硅沉淀物呈现惰性，因而，在第二段浸出时不发生返溶。

在该流程中另一个至关重要的问题是杂质（镁、氟、氯）的控制和水平衡。由于电解废液的返回使用，在该主流程中形成了一个溶液闭路循环系统，因而，容易造成镁、氟、氯一类杂质的积累和水的不平衡。该流程采用由滤渣开路部分溶液的方式来解决，即由洗涤滤渣所得到的洗水不返回系统，而运用选择性沉淀锌的方法从洗水中回收锌，让镁、氟、氯等杂质留在沉淀后的母液中，经过滤后，作为滤饼的碱式硫酸锌返回中和除硅作业作中和剂，含有镁、氟、氯的滤液作为弃液排出系统，从而达到控制杂质水平和维持系统水平衡两个目的。

第一段浸出控制温度45～50℃，时间2.5小时、酸系数（实际用酸与按化学计算量用酸的比值）1.05、液固比4/1（升/公斤）；中和除硅控制溶液终点pH＝5.2～5.4、温度75～85℃、时间3小时；第二段浸出要严格控制酸系数为1，过量的酸用量会增加酸耗和中和剂消耗；中和除铁要严格控制终点pH≤4.5，因为在该pH值下，溶液中的锌几乎不沉淀。

该流程在浸出—中和阶段的锌回收率可达97～98%，弃渣含锌可在1.5～2.0%范围内，酸耗为500公斤/吨·电解。流程总回收率可达95～96%，这比通常的一段溶出流程的回收率高5～6%，酸耗约低100公斤/吨·电解。

六、结　　语

本研究认真探讨了含有硅酸锌的氧化锌矿的特点，研究了硅在硫酸浸出体系中的行为、杂质控制、水平衡等问题，提出了适合处理我国兰坪含硅酸锌高的氧化锌精矿硫酸浸出工艺流程。该流程具有锌回收率高、操作弹性大、经济效益好、易于实现工业化等性点。

螯合型捕收剂—辛基羟肟酸(盐)浮选氧化锌矿机理的研究

广州有色金属研究院　何晓娟　程德明

广东工学院　宫中桂

一、前　　言

氧化锌矿由于矿物种类繁多，矿石组成复杂及细泥含量多等特点，给选矿生产带了很多困难。就目前处理氧化锌矿用得最普遍的硫化—胺法而言，尽管国内外对此工艺进行了大量的研究和实践，仍然未解决氧化锌矿选别回收率低（50～60%），精矿品位低，药剂耗量大，成本高等问题。本试验选用可浮性较好的菱锌矿和难选的铁菱锌矿作为研究对象，一方面考察硫化—胺法对它们的捕收性能，以期找到该法浮选氧化锌回收率低的原因，另一方面选用螯合型捕收剂—辛基羟肟酸（盐）作为捕收剂，研究其浮选行为及作用机理，以期解决硫化—胺法处理氧化锌矿存在的部分问题。

二、试验物料和方法

菱锌矿取自云南省兰坪县金顶铅锌矿架崖山矿区，纯度大于97%。铁菱锌矿取自广东省茶排铅锌矿，纯度大于90%。为了考察浮选效果，试验还采用了氧化锌矿床最常见的伴生矿物——方解石和石英进行浮选分离试验。方解石取自广州建筑材料厂，石英取自长沙矿石粉厂，纯度均大于97%。所有矿样均加工成－0.16＋0.036毫米。

试验中所用的pH调整剂 NaOH 与H_2SO_4为化学纯产品，$Na_2S\cdot 9H_2O$，六偏磷酸钠为分析纯产品，十二胺、水玻璃、羧甲基纤维素为工业产品，羟肟酸（盐）是在实验室人工合成的，合成反应如下：

$$C_7H_{15}COOH + CH_3OH + H_2SO_4 \xrightarrow{80℃} C_7H_{15}COOCH_3 + H_2O + H_2SO_4$$

$$C_7H_{15}COOCH_3 + NH_2OH\cdot HCl + 3KOH \xrightarrow[40℃]{CH_3OH} C_7H_{15}CONHOK + KCl + 3H_2O + CH_3OH$$

经过几次提纯之后，所得到的产品为辛基羟肟酸和辛基羟肟酸钾各占50%的纯品。

所有浮选试验在自制的改进型单泡管中进行。单泡管体积50毫升，充气量 30 毫升/分。每次试验使用1克矿样。

采用可见光比色法测残余药剂浓度来计算吸附量。用显微电泳法测定表面电动电位。再配合红外光谱分析及俄歇能谱分析等手段研究药剂的作用机理。

三、试验结果及讨论

1．硫化胺法浮选的基本行为。

菱锌矿、铁菱锌矿在不同pH下的浮游性如图1所示。菱锌矿的可浮性在pH10.5～11.5时最佳，这和前人的结果一致。铁菱锌矿在pH9.5左右可浮性稍好，但浮选效果不理想。

图2、图3是在最佳pH条件下捕收剂用量变化时，菱锌矿、铁菱锌矿的浮游情况。显而易见，十二胺浮选菱锌矿效果很好，但却不适合于浮选铁菱锌矿。

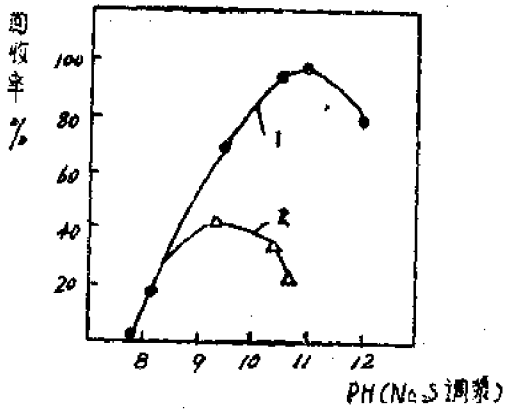


图1　可浮性与pH的关系

1—菱锌矿　十二胺用量11.2毫克/升；　2—铁菱锌矿　十二胺用量14.8毫克/升。

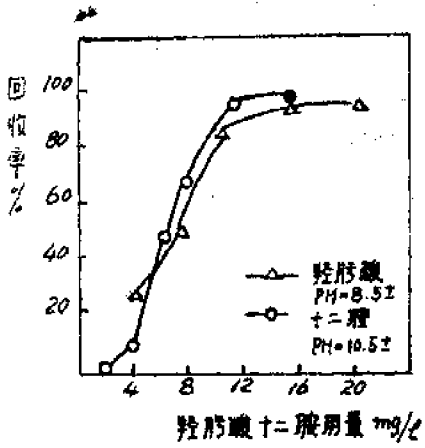


图2 菱锌矿回收率与捕收剂用量的关系

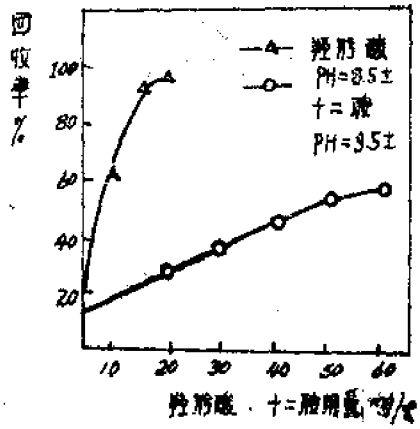


图3 铁菱锌矿可浮性与捕收剂用量的关系

众所周知，氧化锌矿物种类繁多，矿石组成复杂，每个矿体都含有多种氧化锌矿物。十二胺不能捕收铁菱锌矿，可能是目前工业上用硫化胺法浮选氧化锌矿回收率低的主要原因。

2。羟肟酸浮选各矿物的行为研究。

图4是在羟肟酸用量15毫克/升情况下矿物可浮性与pH的关系曲线。从此可知，用羟肟酸作捕收剂，菱锌矿、铁菱锌矿的可浮性范围都比较宽，且最佳pH范围在8左右。我们知道，在碳酸盐体系中，矿浆的自然pH就在此范畴，这说明羟肟酸浮选氧化锌矿物在自然pH范围就可得到满意的结果。这将给工业应用带来极大的方便。

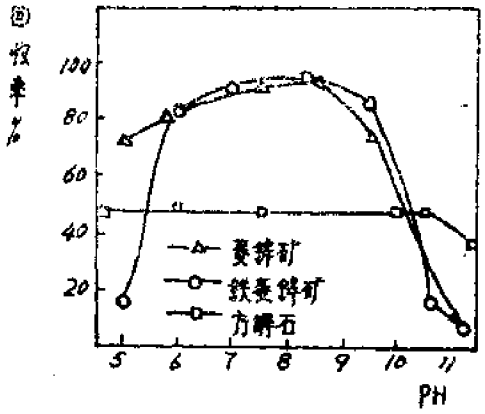


图4 矿物可浮性与pH的关系

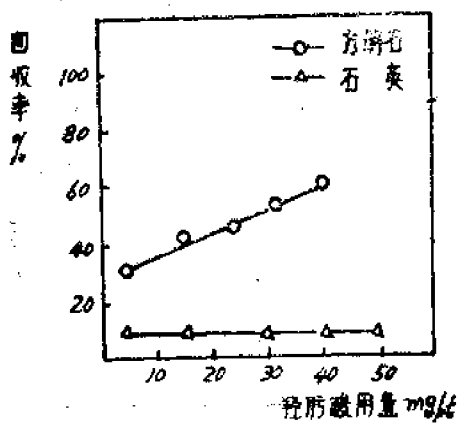


图5 脉石可浮性与羟肟酸用量的关系

图2、图3、图5为矿物可浮性与羟肟酸用量的关系曲线。从此可见，菱锌矿、铁菱锌矿在羟肟酸用量15毫克/升左右便可获得满意的浮选效果，两者的回收率均达95%±。方解石的可浮性虽然随羟肟酸用量的增加而增加，但远不及菱锌矿和铁菱锌矿。而石英则基本上不可浮。

从图3还可以看出，羟肟酸浮选铁菱锌矿的效果明显优于十二胺，所发现的此种现象无疑对改善氧化锌矿物可浮性具有重大意义，值得进一步研究。

pH和吸附量的关系曲线（图6）表明，羟肟酸在两种氧化锌矿物表面上最大吸附量均出现在自然pH范围，这一现象和浮选结果基本一致。从图6还可以看出，羟肟酸在铁菱锌矿

的吸附量要比在菱锌矿上大一些。为了说明这一现象，我们考察了药剂作用对矿物表面电性的影响（图7），菱锌矿的零电点出现在7.5～8.5范围。当加30毫克/升羟肟酸后，电位变化不大，这说明菱锌矿与羟肟酸相互作用时，静电力作用很小，主要是化学吸附。铁菱锌矿的零电点出现在pH10左右，加羟肟酸（30毫克/升）后，其零电点明显漂移，从10左右降到

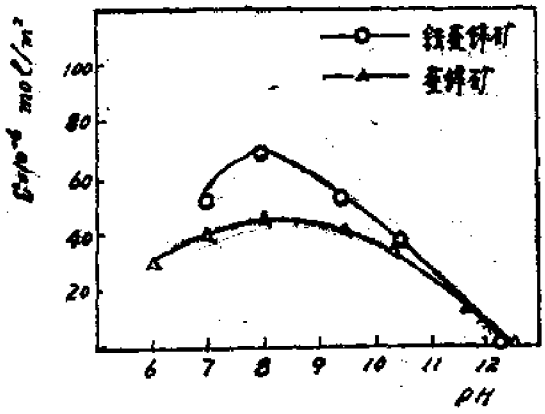


图6 pH对吸附量的影响（羟肟酸20毫克/升）

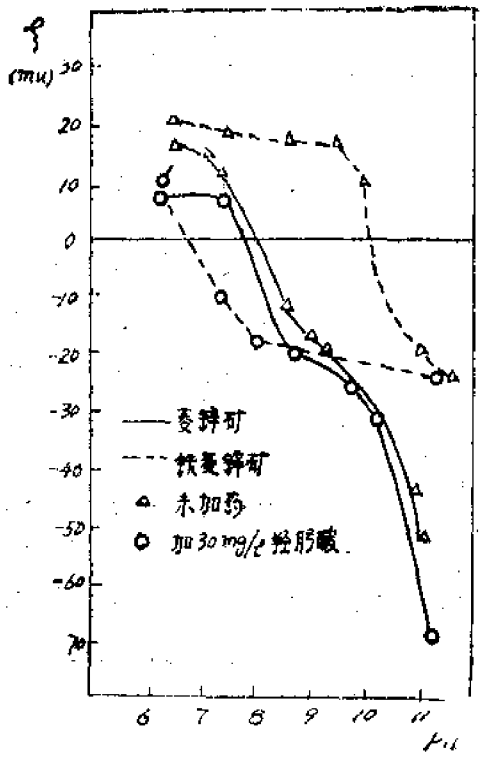


图7 ξ-电位与pH的关系曲线

6.8附近，电位显著变负。羟肟酸在溶液中是带负电的，这说明羟肟酸在铁菱锌矿表面的收附，当pH小于10时，静电力起到了很大的作用。

我们再看铁菱锌矿俄歇能谱的纵向分析结果（图8）。含氮层，含碳高的层应为药剂作用层。由图可见，含氮层所占的离子溅射时间为1.73分左右，换算成厚度约50Å，这个数字为辛基羟肟酸碳链长度的三至四倍，这说明羟肟酸在铁菱锌矿表面上的吸附属多层吸附，是

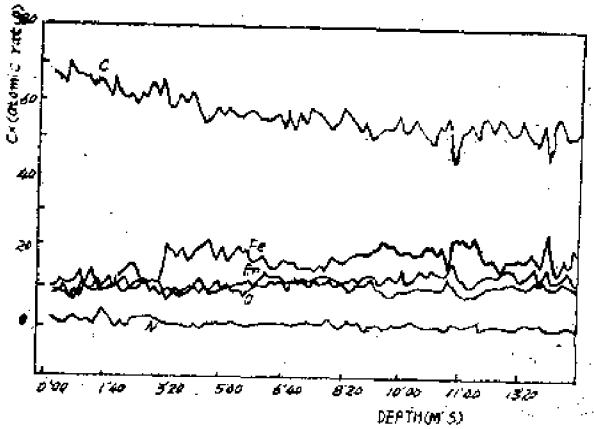


图8 吸附有羟肟酸的铁菱锌矿表面元素分析

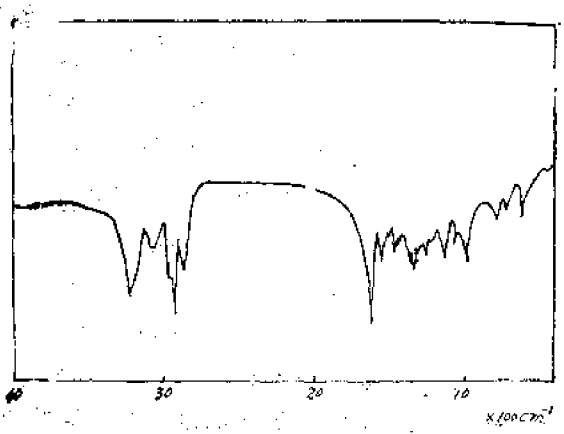


图9 羟肟酸的红外光谱

物理吸附和化学吸附共同作用的结果。

另外，由图8可见，含碳高的层，含铁低，这说明羟肟酸在铁菱锌矿表面的作用，主要是羟肟酸基团和Fe^{2+}离子键合。据资料报道[5]羟肟酸铁的稳定性很好。稳定性越好，键合作用越牢固，从而导致铁菱锌矿被羟肟酸所捕收。

为了进一步说明羟肟酸的作用机理，我们通过红外光谱分析对矿物表面产物进行研究，并根据有关文献资料对这些产物的形成进行综合讨论。

自制羟肟酸的红外光谱和已发表的红外光谱非常一致，辛基羟肟酸在3050cm^{-1}和3220cm^{-1}外有N-H伸缩振动峰，2850～3000cm^{-1}间有CH_3和CH_2中C-H伸缩振动峰，1650

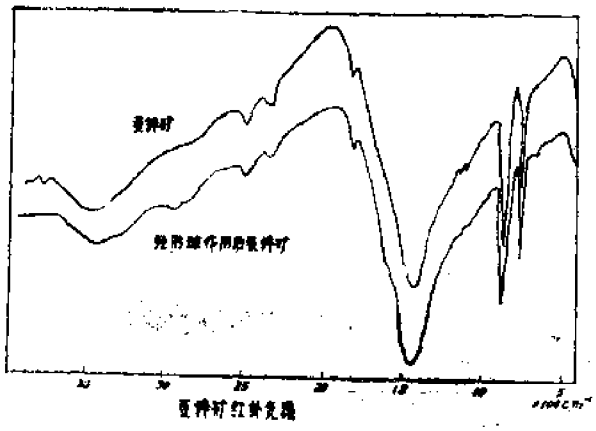


图10　菱锌矿红外光谱

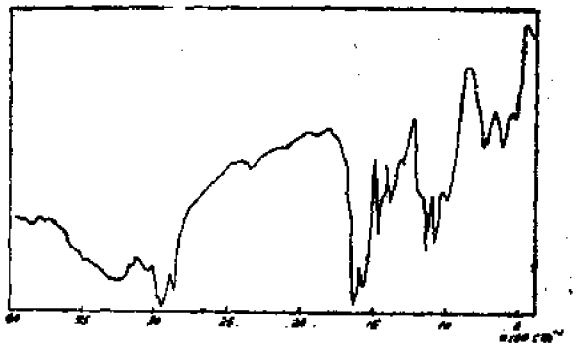


图11　羟肟酸和Zn^{2+}作用后的红外光谱

cm^{-1}外显示C＝O伸振峰。图9可看出，C＝O和N-H伸振峰十分明显，说明产品以氧肟酸异构体为主；

$$R-C(=O)-NH-OH$$

比较羟肟酸作用前后菱锌矿的红外光谱（图10），我们可以看到，在2940cm^{-1}处出现了作为羟肟酸特征峰的C-H伸振峰，在6450cm^{-1}处也出现了一个虽较弱但仍十分明显的吸收峰，由振动光谱的基础理论可知，此峰是由于Zn—N配位键的振动而引起的，这说明羟肟酸和菱锌矿表面的锌离子以配位键键合而形成了螯合物。另外，由羟肟酸和Zn^{2+}离子，作用后的红外光谱与羟肟酸的红外光谱相比较，3220cm^{-1}外的N—H伸振峰消失，1650cm^{-1}处C＝O伸振峰也大大削弱，这说明锌离子是与N、O直接作用的，其作用方式可能如下：

$$2R-C(=O)-NHO^- + Zn^{2+} \rightarrow R-C(=O)(-O-N(-OH)-Zn-O-C(=O)-R)$$

从图10还可看出，在2940cm^{-1}处虽然有C－H特征峰，但和纯药剂的红外光谱图对比，其强度明显削弱，这说明药剂作用后，非极性基发生了缔合现象，由于非极性基的缔合，使得羟肟酸覆盖完全，有利于矿物表面疏水，从而提高可浮性。

羟肟酸作用前后铁菱锌矿的红外光谱的变化情况基本上和菱锌矿的一致。

为了提高羟肟酸的选择性，我们考察了几种抑制剂对矿物浮选行为的影响。结果表明，六偏磷酸钠、水玻璃，羧甲纤维素都是方解石的有效抑制剂；水玻璃对菱锌矿、铁菱锌矿的

抑制作用随用量增加而变得显著；六偏磷酸钠对菱锌矿、CMC对铁菱锌矿几乎无抑制作用，这说明羟肟酸具有一定的选择性。

为了考察羟肟酸处理实际氧化锌矿物体系的可能性，我们进行了混合矿的分离试验。试验安排了菱锌矿—石英、菱锌矿—方解石、铁菱锌矿—石英、铁菱锌矿—方解石四个混合矿的分离。两种氧化锌矿和石英的分离没有加任何调整剂，和方解石的分离添加了少量羧甲基纤维素。当氧化锌矿物和脉石的重量比为1:1时，有如下结果：

混合样分离结果（%）

体　系	锌精矿品位	锌回收率
菱锌矿　石英	37.22	89.99
菱锌矿　方解石	39.13	83.18
铁菱锌矿　石英	30.72	88.24
铁菱锌矿　方解石	30.00	82.86

注：试验所用菱锌矿、铁菱锌矿纯矿物含锌量分别为50.44%、38.04%。

当脉石配比减少时，分选效果得到改善，尤其对提高精矿质量比较有利。

四、结　语

1．螯合型捕收剂——羟基羟肟酸（盐）是氧化锌矿有效的捕收剂，它不仅能代表硫胺法选别菱锌矿，而且可以选别硫胺法不能选别的铁菱锌矿，这对改善氧化锌矿的可浮性具有重大意义。

2．羟肟酸与菱锌矿表面作用主要是化学吸附，而在铁菱锌矿物表面是化学吸附与多层的物理吸附的联合作用。

3．羟肟酸在氧化锌矿物表面作用主要是矿物表面的锌离子（或部分铁离子）与药剂的N、O直接键合生成疏水性螯合物的结果。

4．羟肟酸（盐）在选别氧化锌矿过程中，在自然pH矿浆中进行，使用工艺方便，选择性与捕收剂性能好，是一种非常有前途的氧化锌矿捕收剂。

（参考文献略）

高硫铅锌矿石分选工艺的进展

北京矿冶研究总院　宣道中　吴玉今　胡凤英
姜成良　杨进涛

高硫铅锌矿石含有价元素种类多，往往伴生金和银，因此，处理这类矿石的经济价值相当高。但由于分选技术比较复杂，目前的分选水平还不高，提高指标的潜力仍较大。本文对凡口矿石和康家湾矿石的若干分选问题进行了讨论。

一、矿　石　特　性

1．矿石中主要有价元素含量。

由表1可见，凡口矿石、康家湾矿石均属多金属富矿，特别是贵金属含量高。凡口矿石提高铅矿中银回收率1%的产值相当于提高铅回收率0.6%；康家湾矿石金银各提高回收率1%的产值，相当于铅、锌各提高回收率0.8%。因此，这类矿石应全面研究铅、锌、金、银的综合经济效益。

表1　　矿石中有价元素含量及经济分析

矿石	元　素	品位,%	回收率1%的产值，元/吨	对铅比值
凡口	铅	4.8	0.68	1
	锌	10.5	1.48	2.07
	硫	28	0.28	0.41
	银	100	0.42	0.62
康家湾	铅	3.9	0.62	1
	锌	5.4	0.78	1.26
	硫	17.9	0.18	0.29
	金	2.4	0.65	1.05
	银	105	0.50	0.81

注：金银品位为克/吨。

2．黄铁矿含量高。

高硫铅锌矿石主要硫化矿物是方铅矿、闪锌矿、黄铁矿。铅锌氧化率较低。黄铁矿含量高达27～40%，如表2所示。黄铁矿易氧化，使方铅矿浮游性降低，黄铁矿易浮。因此这类矿石随堆存时间延长，变得难选，药耗增加。为此，应当尽量减少采矿、运输、破碎过程的

堆存时间，保证新鲜矿石入选，是取得较好的选别指标的重要条件。

表2　　矿石的矿物组成(%)

矿物名称	凡　口	康家湾
方铅矿	5.5	4.31
闪锌矿	15.7	8.15
黄铁矿	40.9	27.1
白铁矿	0.6	微
毒　砂	0.2	0.74
石英等	19.3	48.5
绢云母等	4.9	9.5

3．矿物嵌布粒度。

矿物嵌布粒度是决定磨矿细度和选别指标的最重要因素。由图1、2可见，两种矿石均属高黄铁矿含铅、锌矿石，康家湾矿石嵌布粒度粗，按80%计，方铅矿大于0.074毫米，闪锌矿大于0.2毫米，粗磨到－200目占65%，方铅矿和闪锌矿的解离度均达80%以上，因此适合粗磨入选、药剂用量少、浮游速度快、选别指标高。而凡口矿石中矿物嵌布粒度细，方铅矿粒度，按80%计，仅大于0.02毫米，闪锌矿则大于0.1毫米。显然，必须细磨到－325目占90%，方铅矿才能达到单体解离度约90%，而闪锌矿在磨矿粒度为－200目占90%时，已基本解离。细磨不仅能耗高，而且药剂耗量大，矿物浮游速度慢，选别指标也必然降低。

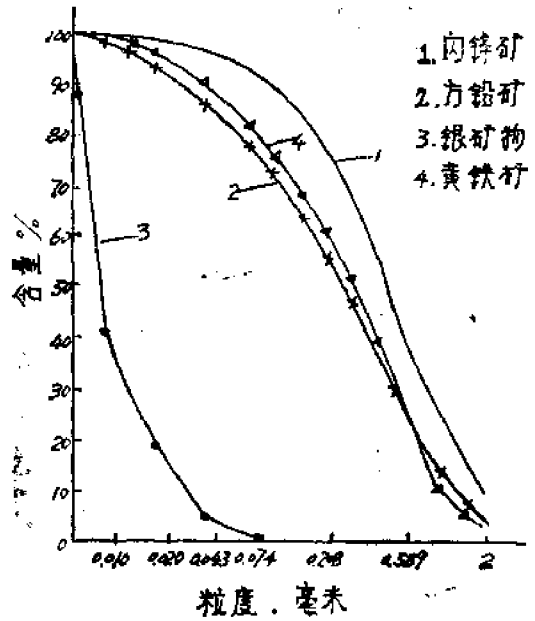


图1　康家湾矿石各种矿物粒度特性曲线

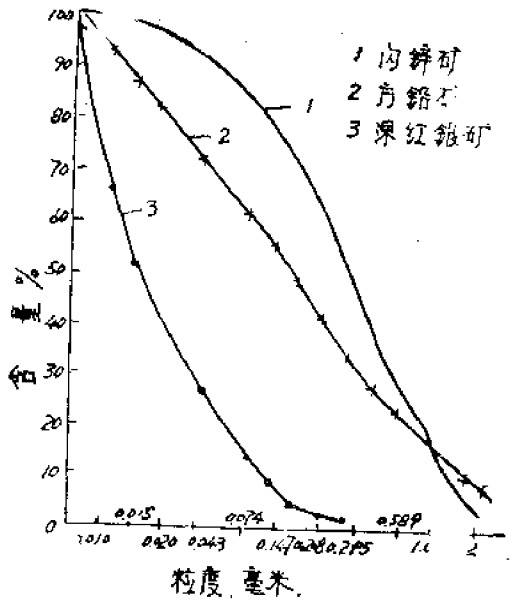


图2　凡口矿石各种矿物粒度特性曲线

4．银的赋存分布。

康家湾矿石银矿物（深红银矿、淡红银矿等）嵌布粒度细，大于0.037毫米只占5%，绝大部分随载体矿物分布，如表3所示。银矿物的80%赋存在方铅矿中。因此，铅精矿中银的回收率较高。

凡口矿石银矿物（深红银矿、银黝铜矿等）嵌布粒度稍粗，大于0.037毫米约占25%，小于0.015毫米，银黝铜矿占32%，深红银矿占51%。因此在铅精矿再磨到－0.037毫米达90%后，有相当部分银矿物单体解离，由于单体银矿物浮游性比方铅矿差，在高碱、多次铅精选和大循环量时，易损失于选铅尾矿中，将使铅精矿中银回收率降低，应引起注意。

表3　　主要矿物中银品位和占有率

矿物	康家湾矿石		凡口矿石	
	银含量，克/吨	占有率，%	银含量，克/吨	占有率，%
方铅矿	1798	79.48	1290	61.63
闪锌矿	106	8.86	240	30.58
黄铁矿	25.8	7.37	28	6.52
脉　石	7	4.29	7	1.27

二、分选工艺的进展

1．粗粒抛废。

粗粒抛废可节能，节药剂，扩大磨浮处理能力。试验证明，凡口矿石用重介质旋流器选别，－16毫米入选，可丢弃废石17%，铅锌品位各为0.32%和0.57%。康家湾矿石采用－12毫米入选，丢废率为23%，铅锌品位分别为0.15%，0.29%。效果很好。

2．原矿细磨入选。

凡口选矿厂铅锌优先浮选流程和铅锌混合浮选流程原来均采用原矿一段磨到－200目70%细度入选，这从原矿中铅锌矿物嵌布粒度细的特点分析，显然是不合理的。通过试验，采用铅粗尾再磨到－200目占85%，可提高铅回收率3%，并且还提高了锌精矿指标。为此，选厂磨浮车间增设球磨机2700×3600毫米3台，每一系列增加一台。从而，凡口选矿由原矿一段粗磨入选，发展为原矿二段细磨入选，或铅粗尾再磨再选流程，这是凡口生产流程中最重要的进展之一。

3．高碱选铅和低碱选铅。

高硫铅锌矿石的共同特点是黄铁矿含量高，必须首先将其抑制，才能选铅。为此目的，可使用两种药剂制度。国外主张采用低碱工艺，即用$Na_2CO_3+ZnSO_4+Na_2S_2O_3$，在pH为9左右时，进行铅粗选。凡口于1979年11月曾进行过低碱工艺选铅工业试验，取得了较高指标，铅精矿品位58%、铅回收率80%，并通过了部级鉴定。

另一种方法是高碱选铅工艺，国外由梅根选厂首先使用，国内凡口首先应用于生产。是分选高硫铅锌矿石的有效工艺。其特点是在原矿球磨机中加入足够量的石灰和丁基黄药，在pH为12的高碱条件下，抑制黄铁矿，并用丁基黄药强力捕收方铅矿，使方铅矿和黄铁矿在新生解离面上造成有效分选。本工艺对直接细磨的矿石，铅粗选指标高于黑药类型指标。自1980年投产以来，生产指标长期保持在铅精矿品位50%，铅回收率80%的水平。

该工艺铅粗精矿夹带大量捕收剂，精选效率不高，需铅精矿再磨，多次精选，大循环操作，才能获得较好的铅精矿指标。

该工艺对适合粗磨入选的康家湾矿石，有更大的优越性。试验证明，用少量捕收剂30克/吨，在高pH值条件下，添加少量硫酸锌即可实现粗选达到高水平的铅与锌、铁分选。由于粗选添加捕收剂少，铅粗精矿无需再磨，直接三次精选，即可获得很好的铅精矿指标，铅精矿品位68～72%、铅回收率92%。

4．DPr分选。

细磨高碱工艺，铅粗精矿带来大量捕收剂，精选抑制黄铁矿困难，生产上铅精矿品位长期仅50%上下，其中含黄铁矿高。为有效抑制黄铁矿，试验了大量无机抑制剂和有机抑制剂，表明对黄铁矿有抑制效果，也往往对铅回收不利。为此，进行了各种组合药剂试验，直到取得成效，既可以有效抑制黄铁矿，又较少影响方铅矿的可浮性。

DPr组合抑制剂对铅粗精矿再磨后的精选结果如图3所示，对铅粗精矿不再磨，直接精选的结果见图4。可以看出，随着DPr用量增加，铅精矿品位上升，锌和铁受抑制，在适量范围内，200—300克/吨，效果较好。对铅粗精矿直接精选效果较好。

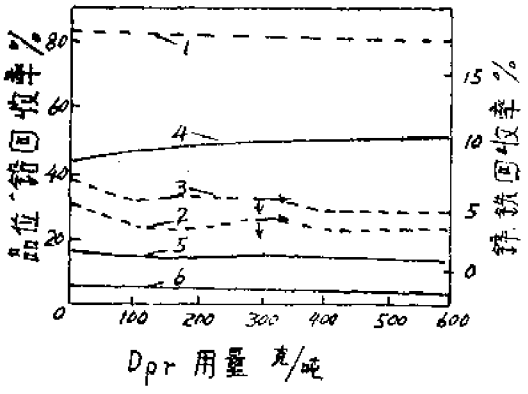


图3 铅精矿再磨时，DPr用量对精选的影响

1. 铅回收率；2. 锌回收率；3. 铁回收率；4. 铅品位；5. 铁品位；6. 锌品位。

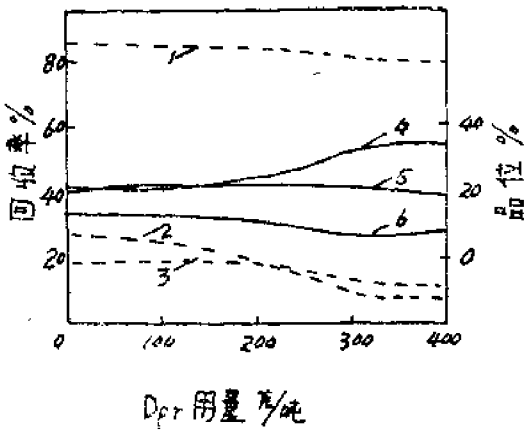


图4 铅粗精矿不磨时，DPr用量对精选的影响

1. 铅回收率；2. 锌回收率；3. 铁回收率；4. 铅品位；5. 铁品位；6. 锌品位。

5.低碱选铅的发展。

高硫铅锌矿石采用高碱选铅工艺，可获得较高的铅精矿指标，但对已解离的银矿物回收不利，特别是大循环量的精选操作，使凡口小型试验铅精矿中银回收率与半工业和生产相差较大，由53%降到41%。

为解决和提高铅精矿中银回收率，通过试验制定的本工艺如下：

矿石中方铅矿和银矿物，解离粒度不同，连生体种类和贫富各异，具有不同的可浮性，可划分为易选和难选两部分。单体方铅矿、银矿物，易选粒级74—10微米，属易选的，可以用组合捕收剂，在不加或只加少量石灰、硫酸锌的条件下，优先选出，得品位较高的一次粗精矿。铅、银矿物的各种连生体和粒度小于10微米的单体，属于难选部分，宜在第二次粗选时，用较高的石灰用量和较强的捕收剂，将其选收，而保证铅粗选时，铅和银矿物得到较高的回收率。上述两种粗精矿采用低碱集中精选流程，进入不同返回点处理，使高品位铅、银粗精矿，减少循环过程，尽快成为铅精矿。少量难浮选部分铅粗精矿经再磨或多次精选后，成为最终铅精矿。从而比高碱工艺可获得更高的金、银回收率。

康家湾矿石采用上述低碱工艺选铅，铅精矿中银回收率可达73%，与高碱工艺比较，可提高金回收率3%。凡口矿石采用低碱工艺，铅精矿中银回收率可达59%，接近矿物分析银在方铅矿中分配率为61%。而目前凡口选厂高碱工艺生产流程铅精矿中银回收率仅41%。近期完成的四段磨矿优先流程半工业试验，铅精矿和锌精矿指标，均超过高碱生产流程，由于

所采用高碱选铅流程，铅精矿中银回收率仍只有42%左右。因此，今后凡口进一步开发新技术的重点，应是采用低碱工艺选铅，大幅度提高银回收率。

矿石脱泥及矿泥选矿工艺研究与初步实践

凡口铅锌矿科研所　罗良士（执笔）

戴晶平

矿泥对选矿工艺的危害，已为广大选矿工作者所熟知。随着采矿工艺的进步和胶结充填采矿法的普及，凡口铅锌矿选矿厂入选矿石中细泥含量明显增加，以2毫米粒级为例，1974年为13.2%，1985年达到21.32%，其中70%是小于200目粒级的矿泥。矿泥给选矿工艺带来的危害是：（1）矿仓结拱，漏斗堵塞，或者大量塌矿，无法正常给矿；（2）矿石粘结成团，降低破碎筛分效率；（3）矿泥“罩盖”矿物表面，破坏矿物可浮性，增加药剂消耗，降低选矿指标。

为适应矿石含泥量的变化，确保选矿生产进行，为选矿厂技术改造确定矿泥处理方法和选别工艺，凡口矿科研所进行了矿石脱泥和选矿工艺的详细研究。本文介绍这方面的试验情况和工业生产的初步实践。

一、矿泥性质

将选矿厂入选的矿石用0.3毫米的套筛人工湿法脱除矿泥，然后浓缩、烘干作为试验矿样。

研究矿泥的物质成分、粒度组成和可浮性试验表明，矿泥与原矿相比有如下特性：

1．金属氧化率高。矿泥中铅的氧化率为9～15%，有时更高。铅的物相分析表明，氧化铅由白铅矿和铅矾组成，多呈表面氧化状态，用通常的硫化法和氧化矿捕收剂也很难回收，目前回收率只有20～30%左右，大部分丢失于尾矿中，使铅的选别指标下降。锌的氧化率可达到3～5%，比原矿稍高。

2．有用金属品位低，脉石矿物含量高。矿泥中铅品位比原矿低0.5～1.0%，锌品位低4～5%，但三氧化二铝和二氧化硅，却比原矿高，见表1。

3．粒度细。矿泥小于200目含量一般为65～70%，其中大部分又小于0.038毫米。三氧化二铝、石灰石和二氧化硅所占比例很大，分别占矿泥总量的76.25%、56.27%和62.92%，见表2。它们大部分是混入矿石中的充填骨料和水泥。

表1　　矿泥与原矿成分分析结果（%）

试样名称	有用矿物				脉石矿物			铅矿物氧化率
	铅	锌	硫	铁	三氧化二铝	石灰石	二氧化硅	
矿泥	5.35	8.65	26	20.15	5.92	4.57	19.12	9.72
原矿	5.95	12.95	26.5	20.00	3.16	4.57	15.93	6.89

表2　　矿泥主要成分分析结果（%）

粒级（毫米）	产率	品位						占有率					
		铅	锌	铁	三氧化二铝	石灰石	二氧化硅	铅	锌	铁	三氧化二铝	石灰石	二氧化硅
+0.076	28.57	4.45	7.65	26.10	2.91	5.42	14.18	24.03	26.68	37.46	13.85	28.56	21.21
+0.038	20.41	4.45	11.30	23.25	2.91	4.03	14.85	17.16	28.16	23.84	9.90	15.17	15.87
−0.038	51.02	6.10	7.25	15.10	8.97	5.98	23.55	58.81	45.16	38.70	76.25	56.27	62.92
合计	100.	5.29	8.19	19.91	6.00	5.42	19.10	100.	100.	100.	100.	100.	100.

4。矿泥呈碱性。用湿法得到的矿泥呈碱性，通常pH值为10～10.5，最高时可达11.5。井下水pH值一般为8。胶结充填水化反应后残留充填水，使矿泥pH值升高，当矿泥干燥后，其钙离子消失，矿泥变中性。干湿矿泥碱度变化，反映了其可浮性有明显差别。干矿泥选择性降低，与药剂作用缓慢，非金属矿泥可浮性变好，对分选指标有明显影响。因此矿泥一般应湿法保存。试验中为了储存及计量需要，采用了干矿泥试验，故试验指标低于工业生产指标。

矿泥的上述特性表明它与原矿性质有明显差别。

二、矿泥选矿工艺流程试验

1．矿泥处理原则的确定。对矿石中脱出矿泥的处理，试验前考虑了如下三种可能性。

（1）矿泥与脱泥矿石合并处理；

（2）矿泥预选得混合精矿与脱泥矿石合并精选；

（3）矿泥单独处理，形成了矿泥系列。考虑到我矿含泥高，按4500吨/日脱泥效率60%计算，日产矿泥400吨。这些可选性较差的矿泥进入脱泥矿石分选系列，势必恶化分选结果，还要降低系统生产能力25%，不利于生产管理和提高设备利用率。因此，没有考虑与脱泥矿石合并处理。根据矿泥单独处理，单独精选的原则，拟定了三个试验方案：矿泥优先浮选，锌粗精矿不磨（方案Ⅰ）方案；矿泥优先浮选，锌粗精矿再磨（方案Ⅱ）方案；矿泥铅锌混合浮选。三个方案的闭路试验指标见表3。从表3可以看出，矿泥可选性差，不宜用铅锌优先浮选流程，所获得的产品互含很高，铅精矿含锌7%，锌精矿含铅4%，回收率也很低。采用铅锌混合浮选流程，铅回收率可提高12.27%，锌回收率提高6.65%。

表3　　矿泥各方案闭路指标（%）

方案名称		产品名称	产率	品位			回收率		
				铅	锌	铁	铅	锌	铁
铅锌优先浮选	方案II	铅精矿	6.77	57.73	7.19	8.84	70.18	5.69	3.03
		锌精矿	15.58	4.21	48.46	7.83	11.79	88.23	6.19
		铅+锌精矿	22.35	20.42	35.96	8.13	81.97	93.92	9.22
		锌尾矿	77.65	1.29	0.67	23.05	18.03	6.08	90.78
		矿泥	100	5.57	8.56	19.72	100	100.	100.
	方案I	铅精矿	6.62	57.0	8.32	7.85	69.11	6.52	2.60
		锌精矿	17.56	4.26	42.33	10.50	13.50	87.92	9.24
		铅+锌精矿	24.18	18.95	33.02	9.78	82.64	94.44	11.84
		锌尾矿	75.82	1.27	0.62	23.20	17.36	5.56	88.16
		矿泥	100.	5.54	8.45	19.95	100.	100.	100.
铅锌混合浮选		混合精矿	23.42	19.35	35.17	9.63	82.45	94.88	11.31
		混尾矿	76.58	1.26	0.58	23.08	17.55	5.12	88.69
		矿泥	100.	5.50	8.68	19.93	100.	100.	100.

2．混合浮选工艺主要技术条件的研究。

(1) 磨矿试验。矿泥虽然粒度细，但其新生成表面小，矿物表面活性差，可浮性差。磨矿可增加矿物表面活性，提高选择性。表4列出铅粗选磨与不磨对比试验结果。铅粗选不磨矿直接浮选，尽管浮选时间延长4分钟，但品位+回收率比磨矿-200目占80%进行浮选低2.36%，进一步增加磨矿细度对品位与回收率影响不大。考虑到生产波动，矿泥粒度可能更粗，采用磨矿是适宜的，小型试验磨矿细度控制为-200目占90%，以确保矿泥尽量提高铅、锌回收率。

铅锌粗精矿再磨是提高混合精矿品位的重要措施。试验结果列于表5。试验说明，混合粗精矿再磨可提高精选效果，降低精矿中铁的含量。混合粗精矿不磨时其-370目含量为66%，直接三次精选比混合粗精矿再磨至-370目占90%精选二次，前者铅+锌品位低2.85%铅锌回收率分别低2.35%和2.85%，铁回收率高2.23%。磨矿对提高铅锌浮选的选择性，增强对黄铁矿的抑制作用是十分明显的。为保证获得铅锌混合精矿品位达到52.5%以上，确定混合粗精矿再磨工艺是必要的。

(2) 石灰用量对矿泥浮选的影响。根据矿泥pH值高的特点，研究了石灰用量对矿泥浮选的影响。试验石灰用量为1公斤/吨pH=9，3公斤/吨pH=11，6公斤/吨、9公斤/吨、12公斤/pH>12，试验结果见图1。随着石灰用量增加，铅品位由8.7%提高到24.5%，铁品位由

表4　　铅粗选磨与不磨对比试验结果（%）

磨矿细度（-200目）	产品名称	产率	品位			回收率			品位+回收率
			铅	锌	铁	铅	锌	铁	
（不磨）71.4	铅粗精矿	23.55	18.90	16.90	13.25	79.30	46.05	15.74	98.20
	尾　矿	76.45	1.52	6.10	21.85	20.70	53.95	84.26	
	矿　泥	100.	5.61	8.64	19.82	100.	100.	100.	
80	铅粗精矿	21.88	20.50	16.40	14.70	80.06	41.78	16.29	100.56
	尾　矿	78.12	1.43	6.40	21.15	19.94	58.22	83.71	
	矿　泥	100.	5.60	8.59	19.74	100.	100.	100.	
90	铅粗精矿	20.34	21.34	15.13	14.57	80.03	35.89	14.57	101.37
	尾　矿	79.66	1.36	6.90	21.35	19.97	64.11	85.43	
	矿　泥	100.	5.43	8.57	19.97	100.	100.	100.	

注：不磨试验刮泡为9分钟

表5　　混合精矿再磨与不磨对比试验结果（%）

磨矿细度	产品名称	产率	品位			回收率		
			铅	锌	铁	铅	锌	铁
-370目占90%	混合精矿	21.28	19.30	35.95	9.00	78.38	89.99	10.90
	中矿 II	4.62	4.50	6.85	22.90	3.98	3.72	5.53
	中矿 I	8.72	2.35	1.40	16.70	3.92	1.44	6.73
	混合粗精矿	34.62	13.06	23.64	12.79	86.28	95.15	23.16
	尾　矿	65.38	1.10	0.63	22.48	13.72	4.85	76.84
	矿　泥	100.	5.24	8.50	19.13	100.	100.0	100.0
-370目占66%（不磨）	混合精矿	22.72	18.20	34.20	10.70	76.03	87.14	13.13
	中矿 III	3.92	8.10	13.00	23.50	5.84	5.71	4.98
	混精三给矿	26.64	16.71	31.09	12.58	81.87	92.85	18.11
	中矿 II	3.39	4.55	4.60	18.50	2.84	1.75	3.39
	中矿 I	6.52	2.35	1.50	14.35	2.81	1.10	5.05
	混合粗精矿	36.55	13.02	23.35	13.45	87.52	95.70	26.55

－370目占60%	尾　矿	68.45	1.07	0.61	21.43	12.48	4.30	73.45
（不磨）	矿　泥	100.	5.44	8.92	18.51	100.0	100.0	100.0

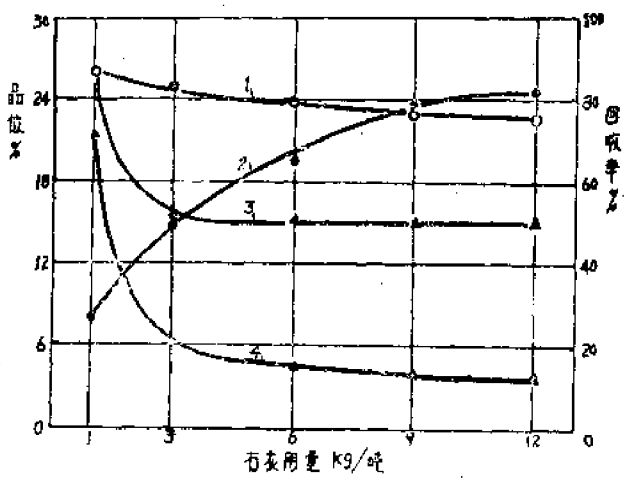


图1　石灰用量对矿泥浮选的影响

1—铅品位；　2—铅回收率；

3—铁品位；　4—铁回收率。

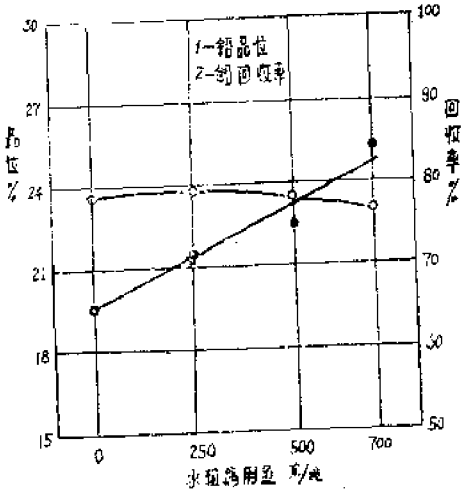


图2　水玻璃对铅浮选的影响

26.7%降低到14.75%，但对铅回收率影响不大，说明碱度对方铅矿没有抑制作用，对黄铁矿有明显的抑制功能。石灰对黄铁矿的抑制作用，以pH值11为临界点，当pH值小于11时，黄铁矿大量上浮，铅粗精矿品位低；当pH值超过11时，铁的回收率缓缓下降。因此，控制pH值能有效地抑制黄铁矿的上浮，是保证得到合格混合精矿品位的关键，理想控制pH值的范围是11.5～12。

3．水玻璃对非金属矿泥的抑制作用。选择碳酸钠、硅氟酸钠、硫酸铝和水玻璃作矿泥的抑制剂进行了探索试验。试验证明，水玻璃对非金属矿泥的抑制效果最佳，水玻璃本身呈碱性，适宜在碱度较高的介质中使用，随着其用量的增加铅粗精矿品位提高，对铅回收率影响较小，见图2。适合的水玻璃用量为500克/吨左右，可提高铅品位2～3%。水玻璃对锌浮选有辅助作用，效果没有铅浮选明显。

三、半　工　业　试　验

1．试验流程。矿泥取自选矿厂φ1500毫米单螺旋脱泥分级机溢流，浓度为15～25%，经2PNJ砂泵扬至试验厂，用HTK1.8米浓密机浓缩到30%左右，置于储泥槽供试验用。根据小型试验确定的铅锌混合浮选流程，进行半工业试验。试验流程见图3。

根据矿泥的特性，试验流程采取了如下措施提高选别指标：（1）强化磨矿，铅粗选磨至－200目占95%，混合粗精矿再磨至－370目占95%，以增强矿泥的可浮选及选择性；

（2）水玻璃作石英的抑制剂和非金属矿泥的分散剂，改善矿物的浮选条件；

（3）推荐适用于高碱条件进行分选的丁黄药与乙硫氮作为捕收剂；

（4）在流程结构上考虑混粗Ⅰ以铅为主，混粗Ⅱ以锌为主的等可浮原则，铅锌混合粗精矿再磨集中精选。为防止硫酸铜对铅粗选的影响，混精Ⅰ尾返回到混粗Ⅱ。

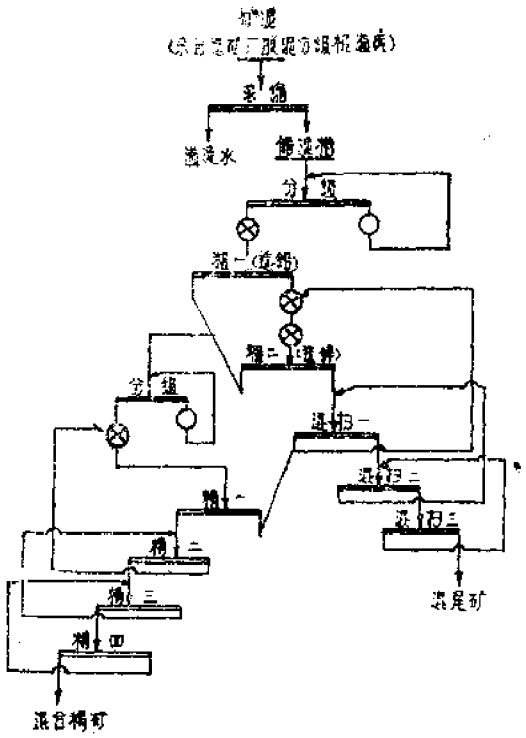


图3　矿泥选矿半工业试验流程

(5) 延长搅拌时间。各主要作业搅拌时间为混粗Ⅰ17～20分，混粗Ⅱ10分，混精Ⅰ9～12分，比通常增加约一倍。延长搅拌时间可增强药剂与矿物作用，使细粒铅锌矿物能更好地被回收。

2. 试验指标。半工业试验矿泥－200目含量为65～70%，－370目含量占53%。与小型试验相比铅锌品位低，氧化率高，铅的氧化率为15.3%，锌的氧化率5.40%。矿泥主要成分及物相分析结果见表6。

表6　　矿物主要成分及物相分析结果（%）

样品名称	品位				氧化率	
	Pb	Zn	PbO	ZnO	Pb	Zn
矿泥	3.80	6.30	0.58	0.34	15.3	5.4
原矿	4.68	11.45	0.37		7.6	<1

样品名称	含量					
	SiO_2	Al_2O_3	CaO	Fe	S	Ag（克/吨）
矿泥	21.47	6.4	8.17	17.24	22.99	79.7

丁基黄药和丁基黄药与乙硫氮两种药剂方案的半工业试验稳定指标十分接近，混合铅锌精矿平均品位超过55%，铅锌回收率分别达到80%和94%（见表7），药剂用量及成本也接近（见表8）。试验流程易于控制，指标稳定，说明小型试验稳定的工艺条件符合矿泥性质。

表7　　不同药剂方案的半工业试验指标（%）

药剂方案及产品名称		产率	品位					
			Pb	Zn	Fe	Ag克/吨	PbO	ZnO
丁黄药方案	混合精矿	15.929	20.03	35.80	9.10	410.9	0.98	0.88
	混　尾	84.071	0.908	0.408	18.99	19.84	0.48	0.25
	矿　泥	100.	3.84	6.14	17.55	84.02	0.56	0.35
丁黄药与乙硫氮方案	混合精矿	16.15	19.09	36.65	8.93	373.9	0.68	0.59
	混　尾	83.85	0.905	0.414	18.46	19.80	0.56	0.28
	矿　泥	100.	3.80	6.30	17.24	79.7	0.58	0.33

药剂方案及产品名称		回收率					
		Pb	Zn	Fe	Ag	PbO	ZnO
丁黄药方案	混合精矿	80.13	94.42	6.82	80.11	27.94	39.95
	混　尾	19.87	5.58	93.18	19.89	72.06	60.05
	矿　泥	100	100	100	100	100	100
丁黄药与乙硫氮方案	混合精矿	80.84	94.49	10.20	79.13	19.04	28.85
	混　尾	19.96	5.51	89.80	20.87	80.96	71.15
	矿　泥	100	100	100	100	100	100

表8　　半工业试验药剂用量及药剂成本

项目	药剂名称 / 单价（元/公斤）	石灰 0.0518	丁黄药 4.838	乙硫氮 6.90	硫酸铜 3.042	水玻璃 0.40	2号油 4.517	合计
丁黄药方案	用量，公斤/吨	17.174	0.856		1.377	0.928	0.083	
	成本，元/吨	0.89	4.35		4.18	0.37	0.37	10.15
混合药剂	用量，公斤/吨	25.125	0.452	0.345	1.283	0.633	0.096	
	成本，元/吨	1.30	2.19	2.38	3.00	0.25	0.43	10.45

3．值得注意的几个技术问题。通过半工业试验，我们体会到如下几个技术问题值得注意。

(1) 氧化铅与氧化锌回收率低。不论小型试验或半工业试验都说明，铅锌的损失主要

是氧化相选成的。氧化铅的回收率只有20～30%，大部分氧化铅丢失于混选尾矿中，其中5微米粒级占全部损失的55%左右。氧化锌的回收率为30～40%。锌的氧化程度比铅低，损失量小，但相同的是损失也集中在5微米粒级，约占40%。

(2) 控制好水玻璃用量。加与不加水玻璃混合精矿品位相差2.91%，锌4.48%。但用量过多，水玻璃对锌有抑制作用；例如当水玻璃用量达到2公斤/吨以上时，锌回收率反而下降2.37%。经检查粒度发现，混尾矿中5微米粒级损失增加。这可能是过量的水玻璃使闪锌矿分散于矿浆中，不能与丁黄药作用而粘着在气泡上。

(3) 药剂消耗量大。这除了因矿泥浮选时浓度低影响增加了药剂用量外，更主要的是矿泥浮选需要消耗较多药剂。

四、工业生产的初步实践

1. 洗矿脱泥。1986年初选矿厂通过技术措施增设了临时洗矿脱泥作业：将原来两台1200×1500毫米的重型板式给矿机改为1100×1700电振放矿机，改制并安装了1300×2600毫米洗矿筛二台，筛孔为6毫米，小于6毫米的物料经ϕ1500毫米单螺旋分级机脱出矿泥，其返砂与大于6毫米的筛上物合并为脱泥矿石，送原破碎筛分系统。洗矿及矿泥临时处理工艺流程见图4。按－200目计算的脱泥效率一般为62～71%，矿泥产出量的约占原矿8%，洗矿用水量为每吨矿石0.1吨。

2. 矿泥选别工艺。受磨矿及浮选条件限制，目前生产中的矿泥只作临时简单处理。矿泥经旋流器分成粗矿泥（沉砂）与细矿泥（溢流）。细矿泥未经磨矿直接进行铅锌混合浮选，所得的铅锌混合粗精矿与粗矿泥合并送到生产系列的脱泥矿石细磨作业处理。目前细矿泥的选别指标见表9。

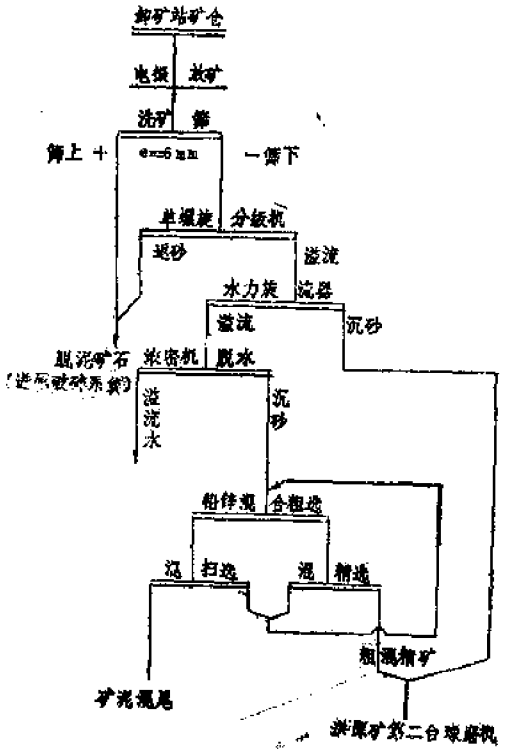


图4 临时洗矿及矿泥处理工艺流程图

表9 工业生产矿泥选别指标（%）

产品名称	产率	品位			回收率		
		铅	锌	铁	铅	锌	铁
混合粗精矿	16.94	16.39	25.42	10.34	75.04	86.12	14.53
混选尾矿	83.06	1.11	0.84	12.40	24.96	13.88	85.47
矿泥	100	3.70	5.00	12.05	100.	100.	100.

3．临时洗矿及矿泥选别工艺评述。两年来的生产实践说明，洗矿给选矿过程带来的好处是：

（1）根除了矿仓结拱、漏斗堵塞、塌矿现象，保证了选矿厂正常均衡生产；

（2）提高了破碎筛分效率。矿石脱泥后细碎振动筛筛分效率由59.4提高到78.4%，循环负荷由142.8%减少到69.64%，每天开机时间缩短了约2.5小时，预计可节电30万度；

（3）缩小了碎矿最终粒度，球磨机给矿最大粒度由原来的25毫米下降到17毫米，为扩大球磨机处理能力，实现“以碎代磨”创造了条件。

（4）提高了选矿指标。矿石脱泥后使含有大量充填水泥和可选性较差的矿泥能够集中处理后丢弃尾矿，减轻了矿泥对选矿过程的危害，指标有所提高，尤其是选锌指标提高比较明显，实现脱泥后的1986年与1987年选矿厂锌的回收率突破92%大关，分别达到92.34%和92.71%，创造了历史最好水平。

目前生产中暴露的问题主要是矿泥选矿流程不合理。其一是矿泥选矿指标低，波动大。矿泥混选尾矿品位一般铅为1.5%，锌为0.9%左右，至少比半工业试验混合精矿低15%，铅回收率低5%，锌低8%，影响经济效益提高。其二是还有一部分粗矿泥与细矿泥选别后的混合精矿合并到脱泥矿石的主系列处理，明显降低了选矿指标。只有实现技术改造，按矿泥半工业试验流程改造矿泥系列后，这个问题才可能完全解决。

五、结　　语

通过小型试验、半工业试验和工业生产的初步实践可作如下结语：

1．对含泥高的矿石实行预先脱泥，可防止矿泥对选矿过程的危害，提高破碎筛分效率和选矿技术指标，增加选矿的经济效益。

2．根据矿泥的特点，制定合理的选矿工艺流程，提高矿泥的分选指标，是实行“泥砂分选”的关键。

3．铅锌氧化相的损失是矿泥选别指标低的主要原因。

新工艺流程、新药剂制度、新设备处理铅锌矿石的生产实践

西林铅锌矿选矿厂　颜怀银

西林铅锌矿入选矿石中的方铅矿、铁闪锌矿、磁黄铁矿、黄铁矿、黄铜矿共生关系密切，呈粗细不均匀嵌布，铁闪锌矿与磁黄铁矿可浮性相近，分离十分困难，致使选矿厂技术经济指标不高。针对该矿石的特点，西林铅锌矿与北京矿冶研究总院共同开展试验和研究，提出了阶段细磨，铅粗精矿再磨，铅、锌、硫依次优先浮选工艺流程和铅、锌浮选的新药剂制度。与此同时，为了保证铅、锌、银回收率的措施效果，考虑到陈旧设备已不能适应生产需

贾和体观新工艺的成效，选矿厂采用SF—8和JJF—8型浮选机联合机组取代二系统铅锌粗、扫选和选硫作业的6A浮选机。于1986年9月18日在改造后的二系统进行了“新工艺、新药剂制度、新设备”（后简称“三新”）工业试验。10月1日交付工业生产，较大幅度地提高了选矿生产指标，经济效益显著。“三新”科研成果获得1987年中国有色金属工业总公司科学进步一等奖。

一、原矿性质

西林铅锌矿矿床属于岩浆期后中高温热液充填交代矿床。矿床以铅、锌、铁的硫化矿石为主，上部覆盖有铅矾、白铅矿为主的氧化矿，含量在5～15%之间，氧化带的深度一般为10～50米，此外还有较厚的铁锰氧化帽出露地表。

矿石主要有致密块状磁黄铁矿型和浸染状型，前者约占70%以上，金属矿物以磁黄铁矿—闪锌矿为主，占金属矿物量的80%以上，后者占15%，金属矿物以黄铁矿与闪锌矿为主，占金属矿物量的80%以上。

矿石中主要金属矿物有方铅矿、铁闪锌矿、磁黄铁矿、黄铁矿、白铁矿、黄铜矿、赤铁矿、磁铁矿以及银矿物等；主要脉石矿物有白云石、方解石、绿泥石、石英、玉髓、闪石、辉石、阳起石和云母等。原矿含铅3.26%，锌4.31%，硫18.50%，铁25.00%，金0.23克/吨，银100克/吨。

方铅矿以他形粒状集合体，呈大小不等粒分布在闪锌矿和磁黄铁矿的间隙中，或沿闪锌矿裂隙分布，或散染于脉石中。方铅矿本身不含银，但由于有银黝铜矿、硫锑铜银矿、深红银矿、脆银矿等银矿物的细小包裹体浸染其中，使其含银量较高，成为银矿物的主要载体矿物。

铁闪锌矿以半自形、他形为主，与磁黄铁矿、方铅矿、黄铜矿关系密切，部分铁闪锌矿中，有细粒黄铁矿包裹体存在。少量棕黑色铁闪锌矿含铁高达12.86%，平均含铁8.90%，铁闪锌矿中有银矿物的细小包裹体。

磁黄铁矿多呈半自形、他形粒状集合体与铁闪锌矿、方铅矿、黄铜矿密切共生。部分呈不规则粒状沿一定方向分布于闪锌矿中。电子探针定量分析平均含铁62.30%、硫37.65%。

矿石中主要银矿物为：银黝铜矿、硫锑铜银矿、深红银矿、脆银矿、锑银矿、自然银等。银的赋存状态有如下特点：1.主要含银矿物为银黝铜矿，占总含银量的65%；2.银矿物的粒度极细，大多数银矿物只有几微米，只有银黝铜矿的粒度较大；3.细粒银矿物大部分（67%以上）浸染在方铅矿中，少部分呈包裹体分布在铁闪锌矿和磁黄铁矿中。由于银矿物粒度细小，不易单体解离，大部分进入铅精矿，少部分进入锌精矿和硫精矿。

二、工艺流程与结构

原磨浮工艺流程为二段磨矿，锌粗精矿再磨，铅、锌、硫依次优先浮选流程。

1．适宜的磨矿细度是提高分选指标的基础。由历年的流程考察资料发现，铅主要损失在选铅尾矿中；锌有1/3损失在铅精矿中，其余损失于选锌尾矿里。铅、锌、银损失的主要原因是铅锌矿物的单体解离度低。方铅矿连生体占15%至20%，以方铅矿与铁闪锌矿连生体为最多，在铅粗精矿中的铁闪锌矿与方铅矿连生体的铁闪锌矿占铅粗精矿中闪锌矿的70～80%。这说明矿石磨矿细度（－0.074毫米占75%左右）太低，未能给铅锌矿物分选打

好基础。铅粗选磨矿细度试验表明，随着磨矿细度的增加（由－0.074毫米占75％提高到95％），铅、银回收率分别由89.13％、71.50％上升到91.76％和74.24％，铅粗精矿中含锌由13.20％下降至9.65％。铅粗精矿再磨结果表明，不再磨（－0.033毫米占73％）时，第一次精选的铅精矿中铅、银作业回收率分别为87.03％与79.37％，铅精矿含锌9.75％，铅粗精矿再磨至－0.033毫米占94％，第一次精选的铅精矿中铅、银作业回收率分别为90.99％和83.96％，含锌下降至6.65％。故提出阶段细磨、铅粗精矿再磨新工艺流程。小型与工业性试验和工业生产实践皆证明原矿石磨矿细度达－0.074毫米占85％以上，铅、锌粗精矿再磨至－0.033毫米占95％以上，选别指标最佳。

2.根据以往的各种流程试验方案对比结果来看，各种流程的技术指标差别不大，故仍采用铅、锌、硫依次优先浮选流程。

3.原铅浮选作业为一次粗选，二次扫选，三次精选。将铅精选增加一次精选后，小型试验结果铅精矿含锌由7.17％降至6.97％、5.39％、4.62％和3.89％，现厂流程考察结果表明效果也很明显：铅精矿含锌从17.34％降至15.54％、8.46％、5.82％、4.33％。将铅扫选次数由原2次改为3次，实践证明有利于提高铅回收率。

锌精选作业次数由4次增至5次，有利于降低锌精矿含铁，现厂考察结果锌精矿含铁从4％降至12.82％。将锌扫选次数由3次增至4次，使锌尾矿含锌从0.45～0.55％降至0.30～.35％。

三、浮选工艺条件

1.试验与生产实践皆表明，矿浆pH值对铅锌浮选指标影响较大，且pH范围较窄，难以控制。当铅粗选作业矿浆pH值为7.8、8.3、9.2时，铅粗精矿含铁由25.30％下降至$\frac{1}{8}$6.70％，含铅由31.90％上升到46.00％，但铅回收率则由90.90％下降至88.70％、6.90％和81.83％。锌粗选随pH值增高锌回收率有一定提高，但锌粗精矿含锌量下降，当pH大于9.5时，则锌粗选的选择性受到破坏，导致锌粗精矿中含铁量高于含锌量，使最终精矿含铁超过13％。因此，较适宜的pH值铅浮选作业为8—8.5，锌浮选作业为8.5～9.0。

2.多种捕收剂混合使用，改善了浮选条件，有利于提高铅、锌精矿质量和回收率，同时，也提高了银在铅精矿中的回收率。

图1结果说明，多种捕收剂混合选铅，对提高铅、银回收率有明显作用，其中以苯胺黑药为主、丁基铵黑药及丁黄药为辅助药方的银、铅回收率为最高。以捕收剂用量70克/吨为例：三组药方的铅粗精矿铅品位分别为39.36％、29.58％、26.94％，铅回收率分别为90.51％、11.36％、92.33％，银回收率相应为67.51％、71.52％，75.29％。

各种捕收剂用于铁闪锌矿与磁黄铁矿分离有明显的差异（见图2），其中以柴油的分选效果最佳。以锌精矿中锌、铁回收率之差作比较，丁黄药、乙硫氮酯和柴油选锌的锌和铁回收率平均差分别为30.5％、61.00％、27.0％。可见，乙硫氮酯、柴油的分选效果比丁基黄药分别提高2倍和2.5倍。

3.选铅时松醇油用量的多少不但影响铅的选别指标，而且对锌精矿含铁量亦有着不可忽视的影响。例如，当铅粗选松醇油用量分别为10、20、30克/吨时且锌粗选不添加松醇油的情况下，锌粗选精矿中含铁量相应为27％、30％、33％。故选铅各作业的松醇油用量在能

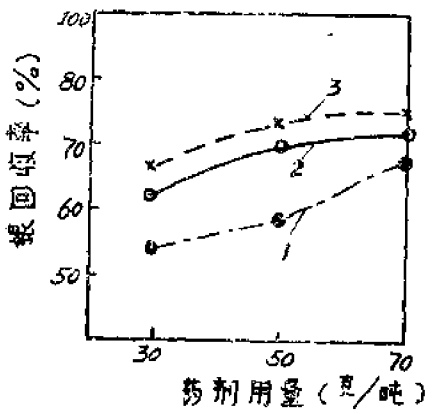


图1　捕收剂与银回收率关系

1—苯胺黑药；2—苯胺与丁铵混用；3—苯胺、丁铵、丁黄混用。

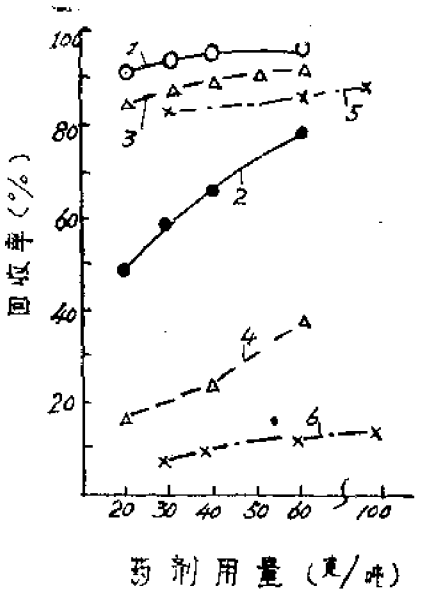


图2　各种捕收剂选锌结果

1—丁基黄药选锌，锌回收率；2—丁黄药选锌，锌精矿中铁的回收率；3—乙硫氨酯选锌，锌回收率；4—乙硫氨酯选锌，锌精矿中铁的回收率；5—柴油选锌，锌回收率；6—柴油选锌，锌精矿中铁的回收率。

满足铅回收率要求的条件下，尽量控制好适宜的用量。

4．“三新“技术的应用及特点。

1986年9月18日，在改造后的二系统流程（见图3）进行了“新工艺、新药剂制度、新设

两种流程选矿指标

项目	产品名称	品位（%）			回收率（%）			产品等级	
		铅	锌	银（克/吨）	铅	锌	银	铅	锌
工业试验	原　矿	4.43	6.58	117	100.0	100.0	100.0	2	6
	铅精矿	67.55	4.81	1472	94.13	4.73	78.31		
	锌精矿	0.66	51.42	57	1.73	90.29	4.87		
	尾　矿	0.212	0.393	24.5	4.14	4.98	16.82		
新流程	原　矿	3.49	4.82	88	100.0	100.0	100.0	4	6
	铅精矿	64.33	5.38	1313	90.49	5.49	73.35		
	锌精矿	1.33	50.28	70	3.21	87.38	6.63		
	尾　矿	0.255	0.396	20	6.30	7.13	20.02		
原流程	原　矿	3.93	5.39	103	100.0	100.0	100.0	5	7
	铅精矿	58.27	6.97	1110	88.87	7.70	64.19		
	锌精矿	1.50	49.12	85	3.44	84.81	8.79		
	尾　矿	0.36	0.475	32	7.95	7.49	27.02		

注：工业试验尾矿系选锌尾矿，其余为出厂尾矿。

备”工业性试验。10月1日交付工业生产。试验指标与年生产指标见表。

由表可见，铅、锌、银回收率均有较显著的提高，铅、锌、硫质量也有明显改善。实践

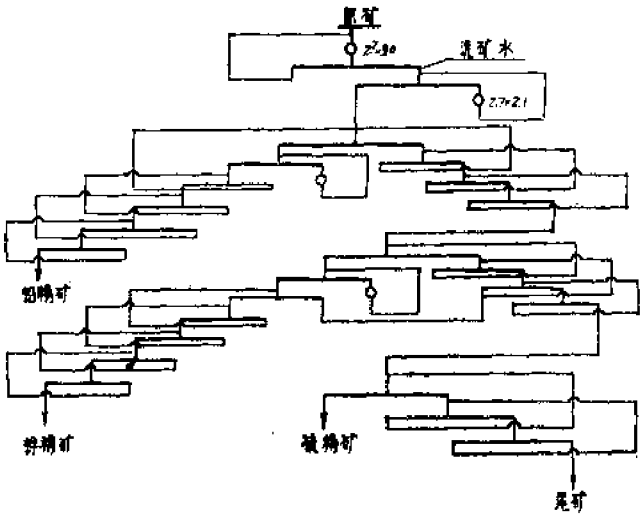


图3 新工艺流程

证明“三新”技术处理铅锌矿石与原工艺流程、工艺条件相比，具有如下几方面的特点：

1.采用阶段细磨，铅粗精矿再磨后，使方铅矿与闪锌矿连生体得到充分解离，从而降低铅精矿含锌，提高了铅精矿质量和铅、锌的回收率。又由于银矿物粒度较小且在黄铁矿中的分布率达17%，通过再磨后使银与其共生矿物得以充分解离，从而优先富集于铅精矿中得以回收，提高了银在铅精矿中的回收率。故铅粗精矿再磨一举有四得之功。

2.增加铅、锌精选和扫选，以确保铅、锌精矿质量和回收率的提高。

3.采用以对银、铅矿物选择性好，特别对硫化铅矿物捕收能力强，对细粒硫化矿物分选效果更为明显的苯胺黑药为主的混合药剂制度，不仅有利于提高铅、锌分选指标，且提高银在铅精矿中的回收率；同时，彻底取消了选铅作业的氰化物，实现了无氰浮选，有利于环境保护。选择采用适应性强，选择性好，对铁捕收能力弱的柴油为主的混合捕收剂，有利于锌精矿质量的提高。

4.采用SF—8和JJF—8型联合机组，对提高铅、锌、银回收率起一定作用。机组水平配置有利于流程操作，去掉了砂泵的不稳定因素，简化了浮选流程的配置，为老选厂设备更新尤其是为使用A型浮选机的选矿厂改造提供了新的途径和成熟经验，且具有世界先进水平。

SF—8型浮选机作吸入槽，采用后倾式双叶片叶轮，与6A浮选机比具有周速低(14.77%)，吸气量高（50%），单容功耗低（23%）等优点。

采用SF型和JJF型浮选机，缩短了工艺流程的距离，使铅、锌、硫浮选作业位于同一厂房内，既稳定了生产，又便于统一管理。

另外，采用SF型和JJF型联合机组比单独采用JJF型浮选机节省辅助设备和土建改造费用分别为19.80万元和41.32万元。

四、实施中存在的问题与改进措施

“三新”技术用于生产后，由于许多客观存在的原因，对保持工业试验期间的选矿技术

指标有一定的影响，为此，我们做了如下几方面的工作。

1.进一步改善磨矿工艺，提高磨矿浓度，降低银在尾矿中的损失率。

由于日处理矿量增加（由750吨/日增至900吨/日），以及其他方面的原因，磨矿细度曾一度达不到－0.074毫米占85%，因此，尤其银在尾矿中的品位有时很高，高达43克/吨，损失率达25%多，而＋0.05毫米以上级别的损失率占63.12%。我们在一般磨矿回路中增加了控制分级（见图4），并且提高了磨矿浓度：一般从75%左右提高到80%左右，二段从70%左右提高到78%左右；同时，改变各种规格球的补加比例，及时清除变形碎球，通过上述努力，使入选细度稳定在83%（－0.074毫米）以上，使银在尾矿中的损失率由增加控制分级前的21.15%降低至增加控制分级后的16.98%，而且对降低铅、锌在尾矿中的损失也有明显效果，使选矿指标一直稳定在较高的水平。

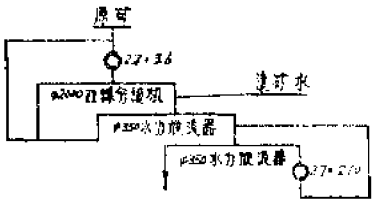


图4　1987年9月17日改后磨矿工艺流程

2.为减少金属流失，选用SF—4米^{3}型浮选机取替XJK—2.8米^{3}6A型浮选。

新工艺流程中，铅、锌精选区皆为6A浮选机，这样与SF和JJF型浮选机不配套，另外，当原矿品位铅、锌大于6%时，精选区出现“跑槽”现象，导致不必要的金属流失，选用SF—4米^{3}浮选机以后形成了配套使用，克服了“跑、冒”现象，避免了金属流失。

3.我矿原矿矿石比重较大，SF型浮选机又无底衬板，因此，浮选机槽底部磨损现象较严重，放置底衬板后，减轻了浮选机槽底部的磨损。

五、结　　语

西林铅锌矿矿石性质复杂难选，且原矿品位波动范围较大：铅、锌2～10%，原矿浆pH值高低相差悬殊：5.5～14，但生产实践证明“三新”技术用于生产后指标稳定，可靠，适应性强，联合机组运转液面平稳，操作方便，所得选矿技术指标与国内外同类型矿石指标相比，达到了国内先进水平，进入世界先进行列。技术经济效果显著，年增经济效益达446万元。

从大理岩锡石硫化矿中综合回收铜铅锌的研究

湖南有色金属研究所　徐　敏　李碧平　项学丽

湖南柿竹园Ⅰ矿带属网脉大理岩锡石硫化矿，位于Ⅱ、Ⅲ矿带的上层，为一大型矿床。因矿石所含主成分锡石品位低和伴生的铜、铅、锌等金属矿物含量未达工业品位要求，该矿

至今尚未开发。如何充分综合回收其中的有用矿物，提高矿产资源利用价值，是该矿合理开发的有效途径。

本研究是对该矿所伴生的主要硫化矿物进行综合回收。试验采用全浮硫化矿，而后进行混合精矿的精选分离工艺，获得了质量较好的铜、铅、锌、硫、砷等五种产品，选别效果理想。

一、矿石性质

所研究试样矿物组成复杂，共有84种，有价元素含量低（见表1），矿物嵌粒度细（见表2），为一种杂、贫、细的难矿选石。主要有用矿物为锡石、木锡矿、黄铜矿、闪锌矿、方铅矿、萤石；其次为磁黄铁矿、黄铁矿、方黄铜矿、毒砂等。脉石矿物主要有方解石、电气石、石英、白云母、绢云母、石榴石、黑云母、斜长石等。

矿石中铜铅锌矿物都以硫化物产生，锌以铁闪锌矿为主；铅以方铅矿为主，其次为车轮矿；铜以黄铜矿为主，其次为方黄铜矿。且绝大多数是密切共生。闪锌矿中分布乳浊状黄铜矿的现象普遍，有时与磁黄铁矿呈细小包裹体。部分黄铜矿以小于10微米的粒度，呈星点状分布于片状硅酸盐矿物中。

表1　　原矿多元素分析结果（%）

元　素	Sn	CaF_2	Cu	Pb	Zn	S	As	Bi	WO_3
含　量	0.144	20.29	0.068	0.19	0.22	2.92	0.194	0.012	0.043
元　素	Mo	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	BeO	MnO	Ag（克/吨）	Au（克/吨）
含　量	0.0022	44.98	13.06	5.75	2.69	0.084	0.88	10	<0.1

表2　　铜铅锌矿物粒度组成

矿物 \ 占有率(%) \ 粒径(毫米)	+02	-0.2 +0.1	-0.1 +0.07	-0.07 +0.05	-0.05 +0.03	-0.03 +0.02	-0.02 +0.01	-0.01
闪锌矿	11.4	3.6	6.2	37.1	25.5	7.2	3.6	5.4
黄铜矿	5.2	1.0	1.2	27.9	42.1	9.3	4.6	8.7
方黄铜矿	14.3	10.3	16.4	21.1	31.7	4.9	1.1	0.2
墨铜矿	—	—	—	0.1	10.1	43.1	25.4	21.3
方铅矿	7.9	4.6	20.4	25.4	20.1	18.2	3.1	0.3
车轮矿	1.1	1.7	12.1	21.3	31.6	22.6	8.9	0.7

二、原则流程方案的确定

本研究要求综合回收的硫化矿含铜为0.068%，铅为0.19%，锌为0.22%，硫为2.92%。且同一元素又以多种硫化物出现，在可浮性上，亦各有差异，如方黄铜矿较黄铜矿则难浮，因而造成选别上的困难。对矿物组成这样复杂和原矿品位这样低的矿石处理，如采用优先浮选方案，显然作业线长，流程复杂，经济上也不合算。为简化流程，本研究采

用全浮硫化矿，其混合精矿再精选分离。鉴于试样磁硫铁矿含量占总矿物量5.8%，在锌硫分离之前，加入磁选脱除磁硫铁矿，对锌的品位提高很有好处。试验原则流程见图1。

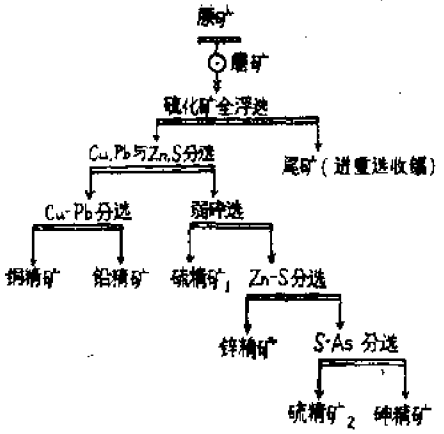


图1　试验原则流程

三、混合精矿的精选分离

全浮过程，所浮出的混合精矿，其特点是矿物种类多，有价矿物品位低（Cu0.66%，Pb1.56%；Zn1.63%），解离不完全（见表3）。根据矿物特性，按图1原则流程分别进行分选。

表3　混合精矿矿物单体解离度的测定（%）

矿　物	铜矿物	锌矿物	铅矿物	黄铁矿＋磁黄铁矿
单体解离度	73.4	82.2	81.1	94.5

1.铜铅与锌硫的分选。

铜铅矿物较锌硫矿物易浮，试验首先浮出铜铅矿物而抑制锌硫矿物。采用药剂是由活性炭脱药，硫酸锌和石灰抑制锌硫。为强化抑制效果，试验表明，加入少量氰化钠(1～2克/吨)，能使铜铅混合产品中锌的含量，由5.47%一下子降至3%左右，且对铜和铅的回收率还能有所提高。

试验还表明，分选前，把混合精矿进行再磨，可明显地提高选矿指标；再磨比不磨，在铜、铅品位基本相同时，铜、铅回收率可分别高出7.43%和14.51%（表4）。

表4　混合精矿再磨与不磨结果的比较（%）

产品名称	品位			回收率			备注
	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	
铜铅混精	15.02	28.14	3.64	58.37	47.16	5.10	不磨
铜铅混精	14.41	29.76	3.82	65.80	61.67	6.40	再磨，－200目96.21%

2.铜—铅分离方法的比较。

铜—铅分离方法较多，试验曾作过重铬酸钾加水玻璃（1:1）和CMC—水玻璃法抑铅浮铜没获成功，但用单一的重铬酸钾法抑铅浮铜，和用氰化钠法抑铜浮铅，两种药方，均可以使二者分离。

在用重铬酸盐抑铅浮铜时，主要是由于重铬酸盐在弱碱性矿浆中生成铬酸盐，然后与氧化过的方铅矿表面作用，生成难溶而亲水性的铬酸铅，增加矿物表面的亲水性。采用此法，矿浆搅拌时间是一个主要的影响因素之一。因搅拌时间过长，铜矿物亦会受到氧化而被抑

制。试验表明，在重铬酸钾用量为150克/吨时（对混合精矿），合适的搅拌时间为40分钟。

用氰化物抑铜浮铅时，主要是由于氰化物能溶解铜矿物表面所形成的黄原酸薄膜，从而使它的表面亲水，并能与矿浆中的铜离子相互作用，生成稳定的络离子。故用此法，氰化物用量是分离成败的关键。试验表明，对全浮混合精矿，氰化钠较合适的用量为262～367克/吨（对原矿为20.8～29.1克/吨），少于此量，分离效果不理想，过多则会造成环境污染。

开路流程试验结果表明（见表5），两种方法，均能获得铜、铅合格产品。抑铅浮铜方案，铜精矿质量较高，而抑铜浮铅方案，回收率比前者高出16.67%。从指标和分离工艺过程来看，氰化钠法较重铬酸钾法为好。

表5　　铜—铅分选开路流程试验结果（%）

采用方法	铜精矿				铅精矿			
	品位		回收率(对原矿)		品位		回收率(对原矿)	
	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
重铬酸钾法	18.83	1.98	50.96	2.13	1.22	59.02	2.15	41.16
氰化钠法	13.23	5.67	49.80	8.52	1.55	59.15	3.85	57.83

3.锌—硫分选。

锌—硫浮选分离前，用弱磁选分出部分质量较高的磁黄铁矿，其尾矿按常规方法，采用抑硫浮锌。用硫酸铜作为闪锌矿的活化剂，石灰为硫铁矿的抑制剂，丁黄药为捕收剂。所浮出的锌粗精矿，经镜下检查，其混杂物主要为磁黄铁矿、黄铁矿和少量的石英、云母及方解石等。单靠加入石灰，对这部分的硫铁矿抑制困难，锌精矿品位很难提高，总是在35%左左波动。在试验过程中，发现在精选时加入一种3号抑制剂，当用量为41.67克/吨时（对原矿），锌精矿品位可达47.81%，比不加入该药剂，品位高出13.98%，作业回收率仍保持90%以上（见表6）。可见，采用该药剂，对提高锌精矿品位，效果是非常明显的。

表6　　3号抑制剂对锌精矿品位的影响（%）

产品名称	品位(Zn)	回收率(对原矿)	3号抑制用量(克/吨)
锌精矿	34.83	96.97	0.0
锌精矿	41.79	93.77	33.33
锌精矿	47.81	90.12	41.67

4.硫—砷浮选分离。

浮锌尾矿，用硫酸作为硫铁矿的活化剂，丁黄药为捕收剂，浮出硫精矿含硫可达38～40%，但含砷达5—6%，含砷矿物主要为毒砂。

硫—砷分选，目前使用较普遍的方法：1.氧化法（充气和加入MnO_2等氧化剂，氧化毒砂）。2，石灰与氯化铵混合法。本研究采用上述方法，效果不理想，但采用充气加温法抑砷浮硫，取得了良好的分离效果。该法主要控制因素为矿浆温度和充气搅拌时间。试验表明，

在温度30～50℃范围内，充气搅拌时间20～40分钟，均可使硫精矿含砷降至0.46%以下。其较佳试验结果见表7。

表7　　硫—砷分离结果（%）

产品名称	品位		作用回收率		备注
	S	As	S	As	
硫精矿	50.30	0.34	66.82	2.86	矿浆温度：40℃
砷精矿	21.02	13.65	18.68	76.81	充气搅拌：30分钟

四、流程试验

按上述选别顺序和在铜—铅分选中采用氰化法，按图2流程进行全流程闭路试验，其结果，获得了铜、铅、锌、硫、砷等五种产品，产品质量均达到国家规定标准要求（见表8）。

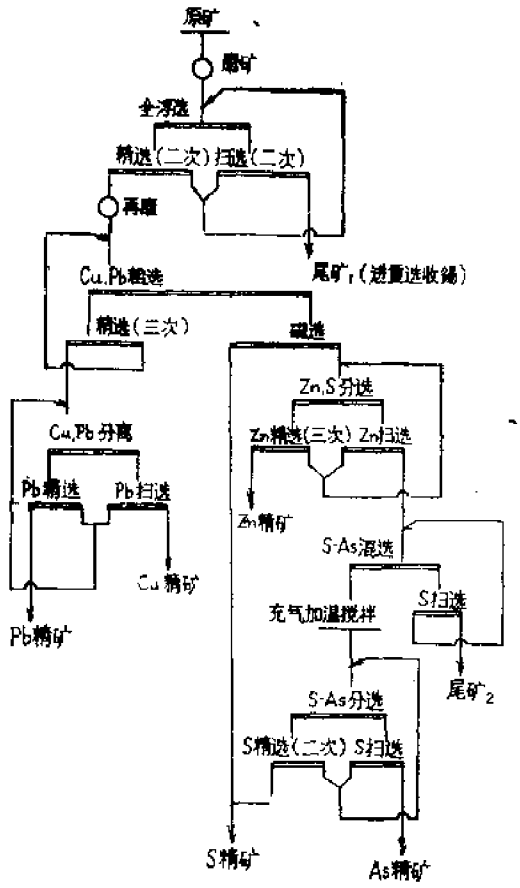


图2　硫化矿综合回收闭路试验流程

表8　　硫化矿综合回收闭路流程试验结果（%）

产品名称	品位					回收率				
	Cu	Pb	Zn	S	As	Cu	Pb	Zn	S	As
铜精矿	12.708	5.922	5.644	21.11	0.46	62.54	12.72	9.29	2.95	0.91
铅精矿	0.789	62.377	3.034	13.81	0.29	1.75	60.55	2.25	0.87	0.26
锌精矿	0.444	0.445	44.061	31.56	0.29	1.71	0.75	56.71	3.47	0.45
硫精矿	—	—	—	39.47	0.20	—	—	—	61.93	4.30
砷精矿	—	—	—	23.66	10.5	—	—	—	12.33	73.01
尾矿1	0.019	0.032	0.133	0.39	0.035	21.71	15.96	14.86	12.68	16.13
尾矿2	0.091	0.18	0.395	3.95	0.239	4.68	4.03	6.77	5.77	4.94
原　矿	0.078	0.179	0.235	2.749	0.194	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

五、结　　语

1.柿竹园Ⅰ矿带有价硫化矿物品种多，含量低，各矿物间嵌镶关系密切，为一种复杂而又难选的矿石。

2.采用硫化矿全浮—混合精选分离原则流程，所获得的铜、铅、锌、硫、砷等五种产品，产品方案合理，综合回收效率高，说明试验所用的工艺流程和分选方法是合理的，同时也是先进的。

3.试验的成功，对矿山上马，无疑会起到促进的作用；但对铜—铅分选，进一步寻求无氰（或无铬）分选方案，仍有待深入的研究。

银铅锌氧化矿选矿工艺研究

浙江省冶金研究所　汪炳才

本文根据浙江天台银铅锌矿上部氧化矿的特性，铅氧化率占34.23%，原矿含砷0.25%，在选别过程中，若不采取脱砷措施，难以保证选矿产品质量。我们在选矿工艺研究中，通过不同工艺流程方案的试验，对该矿+126米上部氧化矿应采用阶段磨优先三产品脱砷工艺流程，可获得五级品铅精矿、一级品锌精矿和砷硫精矿（含砷4.95%），试验所推荐的工艺流程已被设计部门所采纳，该工艺流程即将在新建200吨/日选矿厂的工业生产中得到应用。

一、矿石的基本特性

原矿中有价矿物有银矿物、方铅矿、闪锌矿和黄铁矿等；主要脉石有石英、绢云母（水云母）、钾长石、斜长石、绿泥石等。银矿物极不均匀地嵌布在金属硫化矿物中。

表1　　原矿多元素分析

成　分	Pb	Zn	S	Ag(克/吨)	Au(克/吨)	Cu	As	SiO_2	Al_2O_3
含量(%)	0.74	1.94	2.01	140	0.07	0.019	0.25	71.84	9.58
成　分	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	P_2O_5	CaF	TFe	MnO	
含量(%)	0.046	0.23	4.70	0.061	0.066	0.11	1.88	0.64	

物相分析结果，铅矿物中铅铁矾、砷铅矿、铅矾等占34.23%，（其中铅矾占12%，砷铅矿9.4%，铅铁矾10.74%）。

银的物相分析表明：银主要呈硫化物和银锑硫化物存在，辉银矿、深红银矿、脆银矿占58.18%，黝铜矿、硒银矿占39.81%，自然银占1.87%。

表2　　银在主要载体矿物中的分配

矿　物	矿物含量(%)	载体矿物中银含量(克/吨)	载体银分配量(克/吨)	载体银分配率(%)
方铅矿	0.6	3246	19.5	14.3
闪锌矿	3.1	164	5.1	3.7
黄铁矿	1.6	67.5	1.1	0.8
毒　砂	0.33	987	3.3	2.4
合　计	5.63		29.0	21.2

二、选矿工艺流程选择

对该种矿石类型的试验，在选矿工艺流程试验中，进行了混合全浮选和优先浮选两种工艺流程（不同流程结构）比较。

1.混合全浮选流程。

在混合全浮选流程试验中，进行了单一产品方案和两产品方案两种不同流程结构的对比试验。由于原矿硫化物中铅锌比例为（0.52：1.87%），混选单一产品方案，混合粗精矿虽经三次精选，混合精矿中含铅只达到6%，未能达到冶炼厂（要求Pb≥12%）要求，其杂质含砷超标（砷1.35%）。若采取混合全浮两产品方案，从混合精矿中抑制50%黄铁矿，80%毒砂和50%脉石的两产品流程，混精中含铅可达计价要求，银硫可按90%计价，混选两产品流程结果见表3。

表3　　混合全浮两产品闭路指标

产品名称	产率(%)	品位(%) Pb	Zn	S	Ag(克/吨)	AS	回收率(%) Pb	Zn	S	Ag
混精	4.21	10.36	51.11	30.26	2746	0.4	58.39	94.04	50.36	79.17
硫精矿	2.85	1.71	2.41	36.07	528.6	3.07	6.55	3.00	40.68	10.51
尾矿	92.94	0.28	0.073	0.24	16		35.06	2.97	8.96	10.32

总的来看，本试料不适宜采用混合浮选流程方案。

2.优先浮选流程。

(1) 银铅捕收剂种类试验。

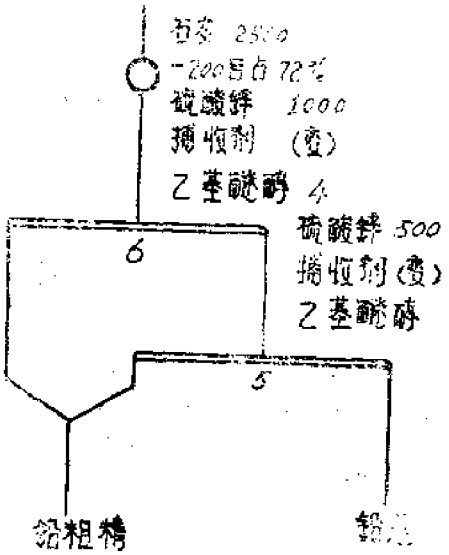


图1　优先选铅流程

表4　　捕收剂种类试验结果

捕收剂 种类	克/吨	产率(%)	品位(%) Pb	Zn	S	Ag(克/吨)	回收率(%) Pb	Zn	S	Ag
*磷+X*乙	35+20	3.22	14.50	7.12	10.94	2860	63.28	11.35	15.66	66.01
磷+X*异	35+15	3.70	12.68	6.54	8.84	2555	61.19	11.68	13.98	67.86
X乙+X异	30+20	3.14	15.84	8.06	11.31	3000	64.71	11.66	15.89	68.85
X乙+咪唑	30+15	3.16	14.56	7.91	10.40	2928	62.92	11.38	14.44	67.03

注：磷：磷胺4号；X乙：乙基黄药；X异：异丙基黄药。

表4试验结果表明：四种不同种类的组合捕收剂对银、铅矿物都能达到较好的指标，在本次试验中选用磷胺4号与乙基黄药组合捕收剂。

(2)选铅作业调整剂种类试验。

曾经采用碳酸钠和石灰两种不同介质调整剂进行比较试验，结果证明：在相同用量(2公斤/吨)情况下，用石灰作调整剂比用碳酸钠作调整剂，铅粗精矿中铅的回收率高13%，银回收率高4%，用碳酸钠作调整剂时，铅粗精矿中黄铁矿多上浮24%，黄铁矿上浮势必影响铅精矿质量。石灰与碳酸钠之间宜选用石灰作调整剂。

鉴于原矿中的铅氧化率高达34.23%，氢氧化钠对铅有一定活化和清洗矿物表面的作用，试验结果其用量在200～300克/吨。调整剂种类选用石灰和氢氧化钠组合添加，其比例7.5～12.5对铅矿物和银矿物回收效果较好。

3.优先浮选流程产品方案选择。

优先浮选流程产品方案，经过多次闭路试验，结果表明：

(1) 优先两产品方案（即优先选铅后选锌流程），锌精矿由于黄铁矿夹杂，锌精矿主品位低，只有40%，而且铅精矿、锌精矿含砷超标。

(2) 优先三产品方案（即优先选铅，锌硫铜分选流程），该流程铅精矿、锌精矿主品位有保证，流程结构较合理，但产品含砷仍超标。

通过产品方案比较，采用优先三产品流程方案，较为合理，为解决产品含砷超标，应采取脱砷措施。

4．脱砷流程的考察。

表5　　脱砷闭路试验结果

磨矿细度—200目(%)	砷抑制剂(克/吨)	产品名称	产率(%)	品位(%)					回收率(%)			
				Pb	Zn	S	Ag(克/吨)	As	Pb	Zn	S	Ag
集中磨80	0	铅精矿	0.82	58.30	8.02	19.03	10130	0.92	60.95	2.93	6.48	63.35
		锌精矿	3.77	0.66	54.85	31.44	875	1.20	3.17	92.14	49.23	25.16
		硫精矿	2.22	0.50	0.79	39.21	242	3.74	1.42	0.78	36.16	4.10
一段磨72	MnO_2: 400 $KMnO_4$ 30～100	铅精矿	0.7	47.28	8.63	19.23	9500	1.24	51.51	2.85	6.87	57.46
		锌精矿	3.18	0.65	59.15	31.44	912	0.65	3.22	88.86	43.63	25.06
		硫精矿	2.89	0.71	2.20	33.27	345	4.09	3.19	3.00	41.96	8.62
集中磨80	Na_2SO_3 800	铅精矿	0.87	49.96	8.63	18.6	10286	0.95	59.56	3.71	7.47	70.67
		锌精矿	2.95	0.60	61.70	32.36	724	0.27	2.43	89.82	44.10	16.86
		硫精矿	2.32	0.63	1.77	33.86	276	2.78	2.00	2.03	36.29	5.06
阶段磨：一段磨72 粗精再磨	Na_2SO_3 800	铅精矿	0.73	57.44	6.10	17.28	11478	0.59	58.32	2.17	5.53	66.78
		锌精矿	3.05	0.52	60.50	31.73	755	0.12	2.21	89.76	42.46	18.35
		硫精矿	2.25	0.50	3.20	36.39	286	4.95	1.57	3.50	35.93	5.13

为降杂质砷，进行了各方案试验，(1)用石灰和亚硫酸钠将砷抑制，采用全优先三产品流程。(2) 用石灰和亚硫酸钠，铅粗精矿再磨优先三产品流程的试验。

如果不脱砷，各产品含砷都超标，见表5，脱砷采用阶段磨优先三产品流程较合适，其工艺条件见图2。

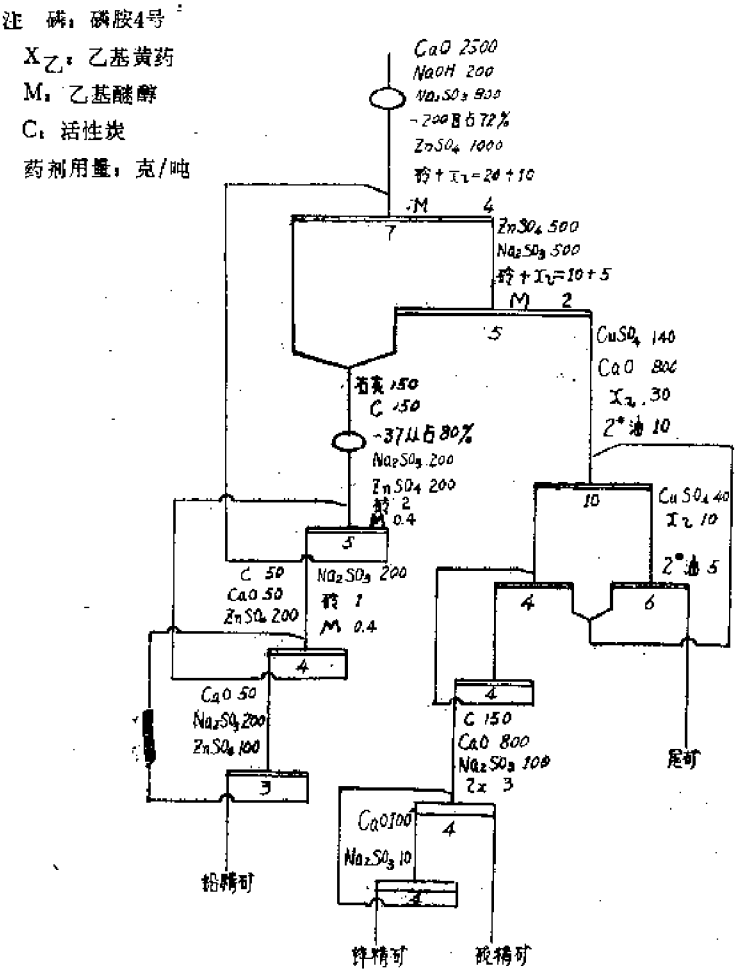


图2 脱砷工艺条件

三、结 论

1.经过混合浮选和优先浮选两种流程多方案比较，本试料不宜采用混合浮选流程，只能采用优先浮选流程。

2.鉴于原矿铅氧化率高达34.23%，尾矿中铅至少约有$\frac{2}{3}$以上是呈氧化矿物存在，在氧化物中含量最多的是砷菱铅矾——砷铝铅矾，它是铅、铁铝的砷硫酸盐，其性质不同于一般铅铁矾。由于含砷，更不宜将其回收到铅精矿中。所以总铅回收率难以进一步提高。

3.采用阶段磨脱砷优先三产品流程，可使锌精矿从等外品跃升为一级品，铅精矿含砷仍在0.59%，其原因是：铅粗精矿再磨至—37微米占80%，毒砂的单体只有10%左右，毒砂主要与铅矿物呈毗连镶嵌，连生体的粒径10～30微米，要想进一步解理是非常困难，因此铅精矿含砷进一步降到0.3%是相当困难。

含锡-铅锌矿石浮选工艺的研究

北京矿冶研究总院　李长根　刘少先　兰培林
张　斌　肖　洁　林月琼
李宝琪

长坡选矿厂处理的矿石为锡石—多金属硫化矿，除回收锡石外，还回收铅、锌、硫。矿石中不仅锌、铅含量高，而且含有数量可观的银。目前选矿厂生产采用混合—分离浮选工艺处理硫化矿。该工艺流程与目前所处理的矿石特性不相适应，不仅浮选药剂用量大，铅、锌精矿品位不高，回收率低，锡石损失率大，而且由于采用毒性大的氰化物作为锌矿物和黄铁矿的抑制剂，既污染环境，银的回收率又很低，因此，铅锌硫化矿选矿工艺流程与药剂制度是一个亟待解决的问题。本文着重介绍硫化矿浮选新工艺，利用矿物可浮性存在的差异，应用等可浮分离浮选工艺，分选铅锌硫的研究结果。

一、矿　石　性　质

长坡锡石—多金属硫化矿矿床属高中温热液充填交代型脉锡矿床，有用伴生元素多，资源丰富。矿石中主要金属矿物为锡石、铁闪锌矿、脆硫锑铅矿、磁黄铁矿、黄铁矿、毒砂和自然银等。脉石矿物为石英、方解石、绢云母、非晶质碳、电气石和绿泥石等。围岩为硅质页岩、碳质页岩和硅质灰岩。

矿石中锡石主要与硫化矿物密切共生。而硫化矿物与大部分金属矿物多呈集合体浸染于脉石和围岩中。锡石嵌布粒度较粗，磨碎至0.4毫米已基本解离，而硫化矿物需磨至0.15毫米才能单体解离。

试样取自长坡选矿厂球磨机的给矿，即前段重选（跳汰和摇床）的粗精矿，其矿石品位：铅0.72%，锌2.86%，锡2.10%，锑0.64，砷0.96%，铁13.80%，硫16.66%。矿石中主要铅锌含量：硫化铅0.75%，氧化铅0.043%，硫化锌2.83%，氧化锌0.12%。

二、目前选厂硫化物浮选的问题

当前，长坡选矿厂采用混合—分离浮选工艺流程选别铅锌矿石，即前段重选丢弃部分尾矿，粗精矿磨至－0.074毫米占35—40%。然后以硫酸作调整剂，用硫酸铜活化锌矿物和黄铁矿，再添加黄药和2号油混合浮选全部硫化矿，混合浮选尾矿送入后段重选流程回收锡石。混合精矿再磨至－0.074毫米占75—80%，添加大量氰化物抑制被Cu^{2+}活化的锌矿物，浮选铅矿物。铅浮选尾矿再加入硫酸铜活化锌矿物，以石灰抑制黄铁矿，用丁黄药浮选锌矿物。

这种“强捕收、强抑制”的工艺流程势必导致以下几个问题：（1）混合浮选中，由于矿物粒度粗，为了除去浮选尾矿中的硫化物，浮选药剂用量很大，硫酸为1.4—11公斤/吨，硫酸铜0.5—1.5公斤/吨，丁黄药为0.4—1.5公斤/吨，2号油0.4—3公斤/吨。（2）在铅锌分

离中必须采用剧毒氰化物。（3）因为在锌浮选中要再次活化已在铅浮选中被氰化物强烈抑制的锌矿物，因此硫酸铜的用量很大。（4）由于在分离浮选中采用氰化物，银的回收率不高，银损失在硫精矿和选厂矿浆液相中。（5）铅锌浮选指标不高，在混合精矿中已被Cu^{2+}活化的锌矿物的可浮性很好，当氰化物用量少时，会导致铅精矿含锌高，有时高达10—15%，若氰化物用量过大，锌矿物被强烈抑制，难以再活化，而损失到硫精矿中，有时硫精矿含锌高达1—3%，这是导致锌回收率不高的主要原因之一。混合精矿中铅矿物可浮性不高，在铅优先浮选中添加氰化物抑制锌矿物和黄铁矿时，使得部分难选铅矿物损失于尾矿中，这是导致铅回收率低的主要原因。

三、试验流程方案的确定

根据长坡硫化矿石的天然可浮性，在不添加硫酸铜，只添加丁黄药和2号油的条件下，脆硫锑铅矿和大部分黄铁矿上浮，而大部分锌矿物则不上浮，若添加少量的硫酸铜就可强烈活化铁闪锌矿，并且被Cu^{2+}活化的锌矿物很难被抑制。所以，试验中拟用硫化矿物的天然可浮性，采用选择性好的捕收剂，不添加硫酸铜，先将绝大部分铅矿物和大部分黄铁矿与大部分铁闪锌矿分离，为利于下一步分离浮选创造条件。

首先采用了丁黄药、乙硫氮、Z—200、苯铵黑药和BT—10等五种不同药剂作捕收剂进行了探索试验。试验结果表明：在采用乙硫氮作捕收剂时，获得的指标最好。铅精矿品位18.05%，回收率68.71%，含锌3.47%，回收率3.43%。说明大部分铅矿物和部分黄铁矿进入泡沫产品中，只有少量的锌矿物进入泡沫产品中，而用其它捕收剂的结果均不如用乙硫氮的指标好。可见，乙硫氮是铅矿物选择性的捕收剂，而且铅矿物与黄铁矿分离也比较容易，因此，确定流程中采用乙硫氮作捕收剂，先选易浮的铅和硫，然后添加硫酸铜活化，再选锌和少部分难浮硫的工艺流程较为适宜。

四、流程试验及结果分析

1．铅硫混合浮选。

（1）乙硫氮用量对铅硫浮选效果的影响。在磨矿细度－0.074毫米占40%（主要依锡石嵌布粒度确定）的条件下，采用乙硫氮作捕收剂时，浮选泡沫不粘，对铅矿物选择性好，对锌矿物捕收力弱，基本不捕收锡矿物，在所研究的用量50—200克/吨范围内，乙硫氮用量对铅浮选回收率的影响不大，乙硫氮80克/吨时，铅硫精矿中铅的回收率达64.82%，而锌回收率只有11.13%。因此，可以进行铅硫浮选。

（2）矿浆pH对铅硫分离效果的影响。用硫酸和氢氧化钠调浆，矿浆pH在7.0～12.0范围内变化，在自然矿浆中（pH＝7.82），铅的浮选指标最高。而在碱性介质中，虽然可提高铅精矿品位，但回收率急剧地降低。在强碱介质中（pH＝11.09），铅精矿品位从3.10增至4.28%，但回收率从70.16%降至66.83%，所以以不加酸碱为好。

2．铅硫分离。

（1）石灰用量对铅硫分离的影响。铅硫分离浮选给矿为铅硫等可浮的铅硫精矿和扫选中矿混合物料。铅硫分离浮选中，为了有效抑制黄铁矿，采用石灰作抑制剂。在用Na_2SO_3作调整剂时，石灰对铅硫分离有很大影响。试验结果表明，随石灰用量增加，铅精矿品位增高，铅的回收率降低，若石灰用量少时铅精矿品位低，而回收率高，说明铅精矿中的硫没有得到

充分的抑制。石灰用量2公斤/吨时可获得较佳指标，铅精矿品位19.83%，回收率92.07%。

(2) F—10的应用。试验中发现，添加F—10与否对铅硫分离浮选中铅的回收率有较大影响。它不仅可提高铅的回收率，而且还可大大提高铅精矿品位。与用Na_2SO_3调整剂相比，其选矿指标高，药剂用量少，药剂费用低，是铅硫分离的有效调整剂。当用F—10 100克/吨时，铅精矿品位20.25%，回收率88.74%，而用$Na_2SO_3$2公斤/吨时，铅精矿品位虽达22.65%，但回收率较低，只有82.43%。

(3) 六偏磷酸钠的作用。六偏磷酸钠对铅硫分离有很大影响，添加六偏磷酸钠不仅可以提高铅精矿品位，而且可以使铅回收率大幅度的提高。六偏磷酸钠是铅矿物有效的活化剂，但是在采用F—10作调整剂时，随六偏磷酸钠用量增加，硫精矿中含铅随之降低，铅精矿的回收率也逐渐提高，而铅精矿品位基本波动不大，而用Na_2SO_3作调整剂时，所获得的铅精矿指标均不如用F—10作调整剂时的指标为好。当F—10100克/吨，六偏磷酸钠250克/吨时，铅精矿品位23.35%，回收率88.77%；而用$Na_2SO_3$2公斤/吨，六偏磷酸钠250克/吨时，铅精矿品位为22.65%，回收率82.43%。

(4) 铅粗精矿精选。对在铅硫分离粗选中用Na_2SO_3和F—10作调整剂时获得的铅粗精矿分别进行了精选试验。在用Na_2SO_3时获得的铅粗精矿，在精选中仍采用Na_2SO_3作调整剂，其用量为100克/吨，铅精矿品位为25.25%，铅的作业回收率为95.11%；而在用F—10时获得的铅粗精矿，虽然在精选采用F—10可以大幅度提高铅精矿品位，但回收率降低较多，而在不添加任何药剂时精选或添加少量乙硫氮捕收剂精选，所得精矿指标最佳，此时，铅精矿品位为30.25%，作业回收率95.39%，所以在精选中仅添加乙硫氮20克/吨。

3．锌硫混合浮选。

在铅硫混合浮选的尾矿中主要矿物为锡石、锌矿物和少量硫，为浮选回收锌硫，进行了以下试验。

(1) 硫酸用量。硫酸对锡石的回收影响不大、但对锌硫浮选加与不加有很大影响，在添加1公斤/吨硫酸时，使锌回收率从93.40%增至96.55%，硫的回收率从59.60%增至84.88%，若用量继续增高，尾矿中锌和硫的损失率则将大幅度增高。

(2) 硫酸铜用量。硫酸铜是锌硫浮选时的有效活化剂，由于锌硫的可浮性较差，需要用Cu^{2+}活化后，才能用黄药较好的捕收，硫酸铜的添加基本上不影响尾矿中锡的回收。少量的硫酸铜可提高锌硫精矿中锌和硫的回收率，但是硫酸铜用量过大反而会降低锌硫回收率。在锌硫混合浮选中，添加100克/吨硫酸铜、200克/吨丁黄药时，获得较高的锌硫混合精矿的回收率，锌为96.55%，硫84.88%。

4．锌硫分离浮选。

对锌硫浮选的混合精矿，为了进一步分离，采用了石灰以便有效地抑制黄铁矿，石灰需要较长的搅拌时间，然后添加黄药浮选锌矿物。在石灰用量1.6公斤/吨，黄药20克/吨时，锌精矿品位和回收率均较高。锌精矿品位50.40%，回收率80.22%，若两者用量过大，不但锌精矿品位稍有下降，而且锌回收率也大幅度地降低。

5．铅锌分离浮选的尾矿再磨浮选。

对于铅锌分离浮选尾矿和锌硫分离浮选尾矿的再选回收，研究了两种方案，第一方案是将铅硫分离浮选尾矿直接与锌硫分离浮选尾矿合并，再磨至－0.074毫米占75%，然后先浮选铅后浮选锌。第二方案是将铅硫分离浮选尾矿添加硫酸铜和黄药浮出锌中矿，锌中矿与锌

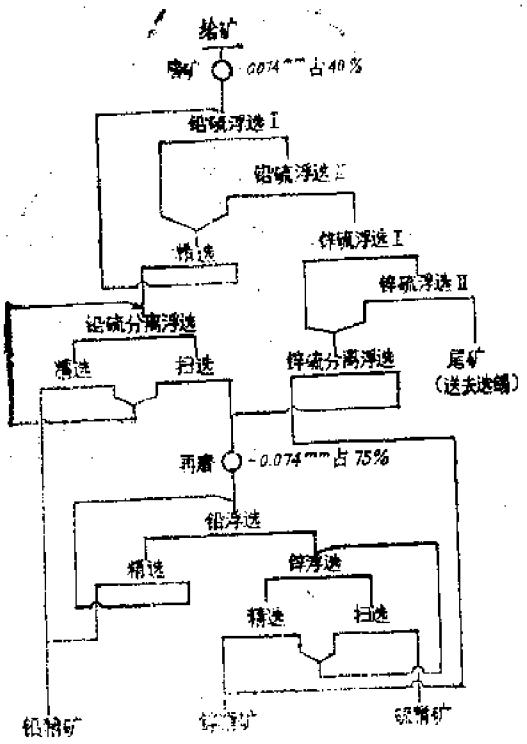
硫分离浮选尾矿合并，再磨至－0.074毫米占75%，只浮选锌矿物，结果表明，第一方案较佳，在锌精矿品位相近时，第一方案锌的回收率提高1.14%，铅精矿品位为26.22%时，铅回收率提高8.2%。

五、推荐流程和药剂制度

经过系统的条件试验，最后确定了如图所示的浮选工艺流程和表1所示的药剂制度。

表1　　浮选药剂制度（克/吨）

加药地点	药剂名称	用量
铅硫浮选Ⅰ、Ⅱ	乙硫氮	140
	2号油	72
铅硫分离浮选（包括精、扫选）	六偏磷酸钠	250
	F—10	100
	石　灰	800
	乙硫氮	60
锌硫浮选Ⅰ、Ⅱ	硫　酸	1000
	硫酸铜	140
	丁黄药	220
	2号油	27
锌硫分离浮选	石　灰	3200
	丁黄药	20
再磨铅粗选	乙硫氮	20
	2号油	9
铅精选	六偏磷酸钠	100
	F—10	40
	石　灰	200
	乙硫氮	20
锌浮选（包括精、扫选）	石　灰	1000
	硫酸铜	100
	丁黄药	60
	2号油	18



闭路试验流程

六、闭路试验结果

闭路流程试验结果见表2。取得了铅精矿品位为26.53%，回收率84.45%，此外还含有1080克/吨银，回收率为72.07%，锌精矿品位为48.43%，回收率为91.25%，其中银品位为43克/吨。

浮选尾矿锡品位为3.19%，回收率为95.46%。由此可见，该流程采用合理的药剂制度，锡被夹带到泡沫产品中量不大，锡损失率不高，有利于下一步重选流程锡回收率的提高。

表2　　浮选闭路流程试验结果

产品名称	产率(%)	品位(%)					回收率(%)				
		Pb	Zn	S	Sn	Ag克/吨	Pb	Zn	S	Sn	Ag
铅精矿	2.31	26.53	3.81	19.19	0.53	1080	84.45	3.13	2.93	0.64	72.07
锌精矿	5.30	0.19	48.43	31.38	0.16	43	1.42	91.25	10.98	0.44	6.58
硫精矿	34.95	0.18	0.19	33.50	0.19	8	8.67	2.36	77.27	3.46	8.08
尾矿	57.44	0.069	0.16	2.33	3.19	8	5.46	3.26	8.82	95.46	13.27
给矿	100.0	0.73	2.81	15.15	1.91	34.6	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

通过以上试验可知：

1．铅锌浮选工艺流程不仅指标高，而且适应性强。它利用了矿物的天然可浮性和选择性浮选药剂。浮选指标，特别是铅精矿品位和回收率均较高，同时药剂用量低，费用少，具

有较高的经济效益。

2．浮选中没有采用剧毒的氰化物，不仅有利于环境保护，而且有利于提高银的回收率。铅精矿中银品位为1080克/吨，回收率为72.07%。

3．六偏磷酸钠是铅矿物有效的活化剂，不仅能提高精矿品位，而且可幅度地提高铅的回收率。

4．F—10是分离铅硫混合精矿的选择性调整剂，与Na_2SO_3作调整剂相比，不仅提高铅精矿品位和回收率，而且其用量仅为Na_2SO_3 $\frac{1}{10}-\frac{1}{15}$。它的单价仅为$Na_2SO_3$的$\frac{1}{3}$，这可大大降低浮选药剂费用。

5．铅硫分离浮选尾矿直接与锌硫分离浮选尾矿合并，然后再磨再选方案优于铅硫分离浮选尾矿脱锌中矿与锌硫分离浮选尾矿合并的再磨再选方案，此时铅、锌回收率分别提高8.20%和1.14%。

擦洗对架崖山氧化铅锌矿石重介质分选的影响

昆明冶金研究所　汪兆龙　刘和庆

架崖山氧化铅锌矿，是我国目前发现的最大铅锌矿床——兰坪铅锌矿最重要的富矿段。长期以来，在研究单一浮选法选别架崖山矿石过程中，采取了脱泥和粗精矿的分级等措施，解决了铁矿泥干扰和粗粒氧化锌矿物易从泡沫脱落等问题，使锌的回收率提高到70%以上，说明了架崖山氧化矿石同样具有较好的可选性，为开发架崖山提供了有利条件。然而，由于矿石高度风化、氧化和铁染，细磨浮选氧化锌的工艺，在磨矿时产生的大量矿泥，在它还不能有效处理时，必得导致金属随脱泥而大量流失，这就限制了氧化锌选矿回收率的进一步提高。

在研究减少矿泥生成，尽量避免有用矿物被磨细而泥化的过程中，昆明冶金研究所研究成功了重介质预选——浮选联合流程，与单一浮选比较，锌的回收率提高到82%，使架崖山氧化铅锌矿石的选矿工艺研究获得了较大突破。该重—浮方案，重介质选别是先分选出可提供冶炼的重产品（含Zn30%，Pb2.4%的混合精矿），虽然重介质分选作业收率已达74.2%，但轻产品仍不能丢弃（含Zn8.7%），还需再用浮选法回收其中的锌。

为寻求重介质分选过程，既得混合精矿又同时抛弃废石的可能性，对入选矿石进行了擦洗研究。试验结果表明，矿石经预先擦洗后，再入重介质分选，大大提高了重介质分选精度，有可能实现抛废的目标。

一、矿　石　性　质

原矿主要元素分析见表1。

表1　　原矿元素分析结果（%）

元素	Pb	Zn	Fe	CaO	MgO	Al_2O_3	SiO_2
含量	2.12	15.94	10.02	13.72	1.02	2.41	19.88

金属矿物以菱锌矿、褐铁矿为主，其次为异极矿、白铅矿、闪锌矿，另外还有重晶石、天青石和黄铁矿。脉石矿物主要有方解石、石英和粘土。

从选矿工艺学的角度观察，矿石有如下特点：

1．氧化率高，矿石风化严重。铅的氧化率为87.9%，锌的氧化率为92.2%。矿石经高度风化，主要金属矿物多呈胶状、土状、粒状或粒状聚集体产出，矿石结构较为疏松。

2．氧化铅锌矿物呈细粒不均匀嵌布，但铅—锌—铁矿物聚集体却比较粗，利于从粗级别选出精矿。主要矿物单体解离度见表2。

表2　　主要矿物单体解离度（%）

粒级（毫米）	菱锌矿	异极矿	白铅矿	铅—锌—铁矿物聚集体
20—10				17.2
10— 5				21.1
5— 3				41.3
3— 1	13.4		13.6	44.4
1— 0.2	32.1	11.4	60.00	80.9
0.2—0.074	52.2	47.2	76.4	98.9
0.074—0.037	71.7	71.4	91.2	100.0

3．金属矿物与脉石矿物的主要嵌布关系简单，嵌布界线平直，利于“单体”分离。当然，金属矿物与脉石矿物也有在粒状聚集体的粒间相互镶嵌。

4．因此，矿石中有价成分选比重分选的性能较好，比较适合用重介质分选。表3为20—1毫米矿石的重液分离结果。图1为重介质分离锌的可选性曲线。

表3　　重液分离结果（%）

粒级（毫米）	产率	品位			金属分布		
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe
+2.9	36.25	2.87	31.59	10.03	54.66	62.37	43.06
−2.9+2.8	7.98	2.53	25.56	11.28	10.64	11.11	10.67
−2.8+2.7	15.03	1.15	10.46	6.51	9.09	8.56	11.59
−2.7+2.6	21.27	0.94	6.73	5.10	10.47	7.80	12.84
−2.6	19.47	2.40	9.58	9.49	15.14	10.16	21.84
合　计	100.0	1.90	18.36	8.45	100.0	100.0	100.0

表4　　6—0.45 毫米粒级分选指标(%)

擦洗条件	产品	产率		品位						分配率					
				Pb		Zn		CaO		Pb		Zn		CaO	
		个别	累计	个别	合并	个别	合并	个别	合并	个别	累计	个别	累计	个别	累计
不擦洗	+2.88	53.37		2.74		29.29		2.75		82.58		83.66		10.38	
	2.88—2.80	1.94	55.31	1.65	2.70	17.11	28.87	9.06	2.97	1.81	84.39	1.78	85.44	1.24	11.62
	2.80—2.70	4.31	59.62	1.26	2.60	15.30	27.89	11.30	3.57	3.08	87.47	3.53	88.97	3.44	15.06
	2 70—2.60	15.40	75.02	0.38	2.14	4.03	22.99	38.86	10.82	3.32	90.79	3.32	92.29	42.28	57.34
	—2.60	24.98		0.65		5.77		24.17		9.21		7.71		42.66	
	给矿	100.0		1.77		18.69		14.15		100.0		100.0		100.0	
擦洗15分	+2.88	55.40		1.93		31.08		3.62		80.97		83.14		11.67	
	2.88—2.80	7.93	63.33	1.88	1.92	30.27	30.98	6.28	3.95	11.27	92.24	11.59	94.73	2.90	14.57
	2.80—2.70	3.34	66.67	0.73	1.86	8.31	29.84	26.18	5.07	1.85	94.09	1.34	96.07	5.09	19.66
	2.70—2.60	13.45	80.12	0.09	1.57	0.94	24.99	49.36	12.50	0.95	95.04	0.61	96.68	38.64	58.30
	2.60—2.45	15.75	95.87	0.19	1.34	1.68	21.16	42.13	17.37	2.30	97.34	1.28	97.96	38.62	96.92
	—2.45	4.13		0.85		10.23		12.81		2.66		2.04		3.08	
	给矿	100.0		1.32		20.71		17.18		100.0		100.0		100.0	

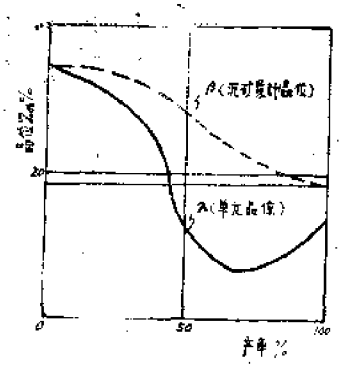


图1　重介质分离锌的可选性

二、试验结果

1．－8毫米原矿的擦洗—重液分离试验。

使用－8毫米原矿，进行了矿石是否预先擦洗，对重介质分选影响的试验。

擦洗试验是将物料放在搅拌桶中，在一定浓度下，搅拌擦洗规定的时间。擦洗好的物料，筛去细粒级，粗粒级烘干后，做重介质分选试验。

分选试验在8-0.045毫米粒度范围内分三级（8—2.8，2.8—1，1—0.45毫米），以三溴甲烷为介质进行。8—0.45毫米的累计分选指标见表4。

由表4可以看出，矿石经过擦洗，显著地提高了重介质分选的精度，＋2.8毫米重产品铅回收率提高7.85%，锌回收率提高9.29%；－2.8毫米轻产品*，含锌由不擦洗的6.09%，降至擦洗的2.98%，已经低于重—浮联合流程的浮选尾矿品位，可以丢弃。但是，矿石经过擦洗后，重介质分出的重产品，CaO含量却上升了。

2．－13毫米、－20毫米原矿的擦洗—重悬浮液分离试验。

根据－8毫米原矿擦洗后，重液分离获的积极结果，将试验扩大到更粗的入选粒度（1—1，20－1毫米），和使用白铅矿为加重剂的重悬浮液介质进行分选试验。由于重悬浮液在高比重时，介质粘度大，影响细粒级分选，因此，粗粒级（＋10毫米）的分离试验，完全采用重悬浮液，细粒级则在重悬浮液和重液两种介质中分选进行对比。试验结果见表5。

表5　　分选试验结果对比（%）

序号	入选粒度（毫米）	擦洗条件	分选介质		产品	产率	品位		分配率	
			粗粒级	细粒级			Pb	Zn	Pb	Zn
1		不擦洗	重悬浮液	重悬浮液	＋2.8	49.01	2.54	28.74	70.58	77.78
					2.8—2.45	40.31	0.92	7.45	21.01	16.59
					—2.45	10.68	1.39	9.52	8.41	5.63
					给矿	100.0	1.76	18.11	100.0	100.0

*：某些风化严重的氧化铅锌矿，常含有一些疏松多微孔的褐铁矿，铅锌矿物在它的裂隙中沉积，但它的视比重往往小于2.6，因而在浮沉试验中，最小的那个比重产品（浮相），铅锌含量反而升高。本矿石也具有这个特征。所以，实际上，2.8—2.45（或2.7—2.45）这个比重范围，就是我们研究的抛废对象。

续表5

2	18—1		重悬浮液	重　液	+2.8	51.28	2.69	28.66	78.65	81.17
					2.8—2.45	35.86	0.66	5.92	13.47	11.72
					−2.45	12.86	1.08	10.01	7.88	7.11
					给　矿	100.0	1.76	18.11	100.0	100.0
3		擦洗10分	重悬浮液	重悬浮液	+2.8	60.29	1.95	28.13	80.49	87.62
					2.8−2.45	31.17	0.36	5.33	13.44	8.58
					−2.45	8.54	1.04	8.59	6.07	3.80
					给　矿	100.0	1.46	19.35	100.0	100.0
4			重悬浮液	重　液	+2.8	55.95	2.09	30.92	79.85	89.41
					2.8−2.45	36.61	0.63	3.45	15.79	6.53
					−2.45	7.44	0.86	10.56	4.36	4.06
					给　矿	100.0	1.46	19.35	100.0	100.0
5	20—1	不擦洗	重悬浮液	重悬浮液	+2.8	44.04	2.88	31.09	65.75	72.28
					2.8−2.45	51.13	1.16	9.35	30.82	25.23
					−2.45	4.83	1.37	9.75	3.43	2.49
					给　矿	100.0	1.93	18.94	100.0	100.0
6			重悬浮液	重　液	+2.8	50.64	2.86	29.69	78.19	79.37
					2.8−2.45	33.37	0.78	7.33	14.16	12.91
					−2.45	15.99	0.88	9.15	7.65	7.72
					给　矿	100.0	1.93	18.94	100.0	100.0
7		擦洗10分	重悬浮液	重悬浮液	+2.8	52.53	2.13	31.23	77.45	84.35
					2.8−2.45	46.78	0.86	6.38	21.97	15.35
					−2.45	0.69	1.23	8.54	0.58	0.30
					给　矿	100.0	1.45	19.45	100.0	100.0
8			重悬浮液	重　液	+2.8	57.11	2.11	30.83	83.39	90.50
					2.8−2.45	39.36	0.52	3.88	14.05	7.84
					−2.54	3.53	1.05	9.14	2.56	1.66
					给　矿	100.0	1.45	19.45	100.0	100.0

表5的结果同样表明，不论是采用哪种分选粒度，不论是采用哪种介质分选，重产品中铅、锌的回收率都提高了10%左右；轻产品中主金属锌的品位都下降了3%左右。可见，矿石经预先擦洗，对提高架崖山氧化铅锌矿重介质分选精度是十分有效的。

用表4、表5的数据绘制出的重介质分离特性曲线（见图2）更清楚地表明，擦洗使架崖山矿石重介质分选的可选性得到显著改善。

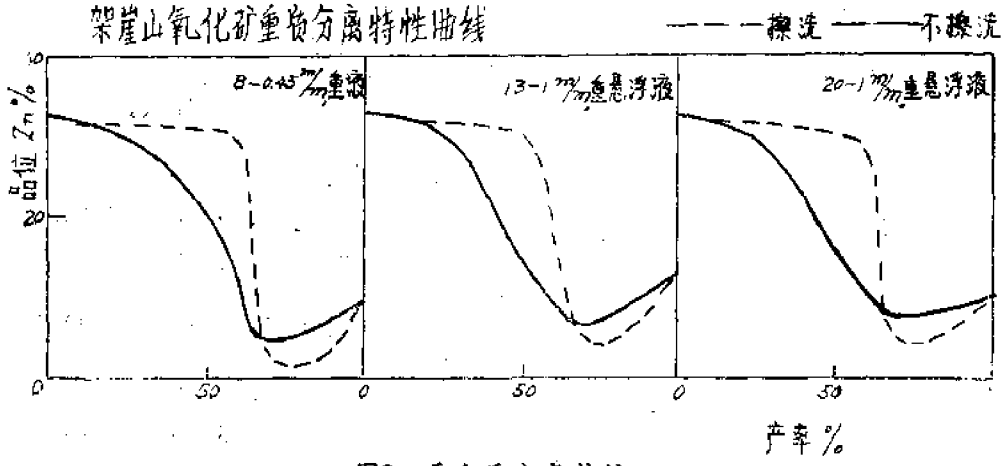


图2 重介质分离特性

3. 重介质分选后，对轻产品的再擦洗试验。

矿石预先擦洗后再进行重介质分选，擦洗作业会使一些疏松的目的矿物粉碎后进入洗矿溢流，这会减少重介质分选能直接拿到的精矿的金属回收率。那么，能否矿石先分选，把精矿（包括那些疏松易碎的目的矿物）先拿出来，保证最大限度地回收，然后再擦洗轻产品，把脉石上的那些目的矿物“擦”下来，而实现抛废目标呢？表6是20—1毫米矿石先重悬浮液分选，后擦洗轻产品的试验结果。

表6 20—1 毫 米 粒 级 试 验 结 果（%）

作 业	产 品	产 率	品位，Zn	回收率
重悬浮液分离	+2.8	40.98	31.84	68.75
	2.8—2.45	45.43	9.70	23.22
	-2.45	13.59	11.22	8.03
	给 矿	100.0	18.98	100.0
2.8－2.45产品的擦洗	第三次擦洗（5分）沉砂	17.28	5.50	5.01
	第三次擦洗（5分）溢流	4.80	10.59	2.68
	第二次擦洗（5分）沉砂	22.08	6.61	7.69
	第二次擦洗（5分）溢流	7.95	11.22	4.70
	第一次擦洗（5分）沉砂	30.03	7.83	12.39
	第一次擦洗（5分）溢流	15.40	13.35	10.83
	给 矿	45.43	9.70	23.22

将表6的结果与表5第七个试验比较可以看出，矿石先经重介质分选，然后再把轻产品擦洗，每次擦洗，都可将一部分疏松的铅锌矿物“擦”下来，擦洗产品的细粒级（溢流）含锌

品位一般均较粗级别（沉砂）高一倍左右。轻产品经两次擦洗（共10分钟），沉砂含锌（6.61%），已与先擦洗后分选的轻产品含锌（6.38%）相当。说明先分选，后擦洗，是一个值得注意的抛废方式。

三、结　语

1. 架崖山氧化铅锌矿石，经预先擦洗后再入重介质分选，能够显著改变矿石可选性，大大提高了重介质分选精度：重产品中铅锌金属回收率提高10%左右，轻产品含锌下降3%左右。在分选条件较好（如介质粘度低）的情况下，有可能在获取混合精矿的同时，实现抛废或部分抛废。具有重要的技术经济价值。

2. 矿石先用重介质分选，然后再擦洗重介质轻产品，也可以有效降低轻产品含锌。

3. 上述重介质分选试验，是用静态浮沉试验方法取得的，比工业条件的分选指标优越。因此，改善工业条件下，重介质分选的作业条件（包括选择性能更好的分选设备和介质），研究擦洗过程控制因素，对实现架崖山氧化铅锌矿重介质作业，既拿精矿，又能抛废或部分抛废，具有现实意义，应该继续进行研究。

株冶铅锌资源综合利用的实践和措施

株洲冶炼厂　　黄作仁

近年来，稀散金属的应用有了新的发展，通讯、电子计算机、宇宙开发、能耗及医药卫生等方面的应用占主导地位。

铟的Ⅲ—Ⅴ族化合物用于电子工业；In_2O_3/SnO_2混合物涂在透明材料（如玻璃）上可作飞机舱门、炉门或大厦门窗玻璃的隔热或防热材料，有利于节约能源。铟锡合金用于汽车挡风玻璃，消耗量大。

锗主要用于光学仪器作热成象仪的窗口、透镜、生产聚酯纤维的催化剂、光纤的添加剂以及半导体器件。近年来，各国都在研究锗的医学用途，尤其是日本在此领域的用锗量成为锗应用的三大支柱之一。

镓主要用作可见光与红外线光二级管，其次是激光与场效应三极管，磁包存贮器和微波器件。

由于稀散金属的应用有了新的发展，从而身价百倍，因而对资源综合利用提出了更高更严的要求。

株冶是我国目前最大的铅锌基地之一，主要产品是锌、铅、铜。经过三十多年的挖、革、改，不仅机械化、自动化水平显著提高，而且设计能力达到电锌10万吨，电铅7万吨，电铜1万吨。使用的原料中含有多种伴生元素可供利用，现已能从铅—锌—铜冶炼过程中回收的金、银、铅、锌、铜、镉、铋、铟、锗、镓、钴、铊、铂、钯、硒、碲、硫等18种元素。1987年共综合回收金属元素量5482.4吨，总回收率为72.56%。比1986年的70.31%，提高2.25%。

一、原料化学成分

锌、铅、铜冶炼的原料来自中南地区的三十多个矿山的硫化锌精矿和硫化铅精矿及粗铜冶炼厂。锌精矿的平均成分如表1所示。

表1　　1987年所处理的锌精矿的平均成分（%）

名称＼元素	Zn	Pb	Cu	Cd	S	As	Sb	Ag	In	Ge	Fe	Co	SiO_2
锌精矿	48.5	1.22	0.41	0.30	30.5	0.32	0.02	0.0155	0.0146	0.0029	10.1	0.0072	4.22

二、综合回收的产品及回收率的现状

锌系统综合回收九个元素：锌精矿沸腾焙烧，烟气送株洲化工厂制酸回收SO_2，沸腾净液的铜镉渣，用硫酸浸出经净化的溶液用电积法回收镉；净化除钴的黄酸钴回收钴，并生产精制氧化钴；浸出渣经浮选法回收银；氧化锌硫酸浸出上清液用锌粉置换富集铟、锗、镓渣，富集物用溶剂萃取法生产铟、锗。氧化锌浸出渣送铅系统回收铅；多膛炉焙烧氧化锌的布袋收尘烟灰回收铊。

铅系统烟化炉氧化锌送锌系统处理回收锌。

表2　　从锌精矿中回收的元素和回收水平（%）

回收元素	回收方法	回收产品名称	回收水平（回收率）
银	富集于浸出渣浮选所得银精矿，然后送铅系统处理	电银Ag≥99.95%	锌精矿至银金矿30%，银精矿至电银93.5，总计27.9
铟	富集于氧化锌浸出系统的置换渣中，然后送稀贵分厂处理	电铟In≤99.99%	锌精矿至电铟35.43%
镉	富集于铜镉渣中，送镉工段处理回收	电镉Cd≤99.99%	锌精矿至电镉80.79%
钴	富集于钴渣中，送钴工段处理回收	氧化钴Co不小于72%	锌精矿至氧化钴79.9%
铜	富集于铜镉渣所产的铜渣中，然后送铜分厂鼓风炉处理	电铜Cu≤99.957	锌精矿至铜渣中30%，铜渣至电铜95%，总计28.5%
铅	富集中氧化锌浸出渣，然后送烧结肥料	电铅Pb≤99.994%	从锌精矿到氧化锌浸出渣68%，从烧结配料到电铅96.1%
锗	富集于氧化锌浸出系统的置换渣中，然后送稀贵分厂处理	粗氧化锗	锌精矿至氧化锗12%

铅、锌两大主导产品总回收率分别达到96.55%和96.10%，达到了国家一级企业水平。

总综合回收率达到72.56%的主要原因是铜鼓风炉较好地处理了铅系统的铅冰铜和锌系统转交的铜渣；锌挥发窑处理浸出渣的条件控制得较好，炉子寿命延长，增加处理量，同时，挥发窑渣含锌1987年比1986年降低0.14%，达到1.23%的好水平；窑渣含铅由上年度的0.8%降低到0.62%，提高了铅的综合回收率；其次是铅系统妥善处理了锌系统浸出渣浮选所产的银精矿，银浮选含银量8115公斤，比1986年增长11.4%。

该厂从锌精矿回收的元素和回收水平如表2所示。

苏联有色金属主要产区哈萨克副产品比例1983年约30%，比1970年高二倍。苏联整个铅锌工业部门从原料中回收18种元素，40种产品。各铅锌厂的综合利用指标见表3。

表3　　苏联主要铅锌厂综合利用指标

项目＼厂名	乌斯季—卡缅诺戈尔斯克铅锌联合企业	车里雅宾斯克电锌厂	奇姆肯特铅厂	乌克兰锌厂
回收元素个数	16	12	13	12
产品数	23	11	20	11
原料综合利用系数(%)	96.2	95.7	91.5	
副产品产值占总产值(%)	28	23	39.9	锌20、铅12

由于原料综合利用系数的计算方法和价格不一，难以与世界各国进行比较，但从元素回收个数来看，中国与苏联的个别铅锌冶炼厂的综合利用已达到了世界先进水平（世界先进水平炼铅可回收12—17种，锌厂10种）。

苏联于七十年代末向有色冶金企业提出要实现少废料生产，依靠技术进步处理"三废"，除对堆存的渣料继续增加处理外，对现生产出的铁矾渣、窑渣和砷渣加强处理外，改进了收尘和净化设备，继续寻求低浓度二氧化硫烟气的回收方法，组织水的循环利用。

苏联炼锌厂的工艺大部分是湿法，仅别洛沃锌厂采用电热法，湿法产量约占总产量的0%，处理精矿的成分大致如下：

Zn	Pb	Cu	Cd	S	SiO_2	Fe
		0.8－1.36		25.8－	1.7－	4.0－
49－56	0.36－3.5		0.15－0.29	35.5	2.8	10.5

世界其他各国锌沸腾炉不倾向用富氧，但苏联几乎各厂均采用26—29%富氧，与普通空气鼓风炉比较，有利于强化锌沸腾炉的生产；沸腾炉的生产能力视富氧程度可提高40—70%；焙砂硫化物硫下降，硫酸盐硫提高，炼锌过程中硫酸用量可减少，烟气二氧化硫浓度由8—10%提高到12—13锌，烟气量减少20—30%。

三、锌浸出渣的处理

锌精矿中几乎全部的铅、金和银，50—60%的铜和30%的镉进入浸出渣。若处理低铁和低铅的的高级锌精矿，大约有10—13%的锌进入浸出渣。若处理高砷高铁低质精矿，进入浸出渣的锌高到20—25%。因此，世界各国对浸出渣的处理极为重视，不仅对锌的回收率和原料的综合利用有好处，而且对实现无废渣工厂具有重要意义。

中国和苏联各湿法炼锌厂的浸出渣处理方法主要是威尔兹法。主要炼锌厂的锌、镉和硫的回收率指标见表4。

表4　　锌、镉、硫回收率比较(%)

	乌斯季—卡缅诺戈尔斯克	车里雅宾斯克	阿尔马累　克	“电锌”厂	列宁诺戈尔斯克	株冶厂
Zn	95.75	96.85	95.39	90.41	88.80	96.10
Cd	91.25	91.22	90.22	88.10	75.5	80.79
S	84.00	88.85	85.61	79.76	86.60	88

威尔兹法处理浸出渣，这种方法得到两种产品—挥发物和窑渣，进入挥发物的金属回收率：Zn90—93%，Pb92—94%，Cd94%。窑渣中还含有数以百吨计的银和数以千吨计的铜。因此，我们如何充分利用现有浮选设备，像日本三菱公司秋田电锌厂那样，提高浮选回收率，成为迫切任务。

四、资源综合利用的措施

目前，有几个国家在研究用熔池熔炼和浸没熔炼技术来处理浸出渣，能综合回收其他有价金属，这是一个好办法，但不是一朝一夕的功夫。为充分回收现有浸出渣中的银，提高银的浮选回收率；严格控制挥发窑炉内气氛，提高铟、锗、镓的挥发率，采取如下措施：

1．提高浮浸出渣中银的浮选回收率。

在湿法炼锌过程中，锌精矿所含银几乎全部进入浸出渣，为了回收其中200—300克/吨的银，必须了解浸出渣银赋存的形态，以便选用适当的工艺流程进行回收。

闪锌矿中伴生的银，多以辉银矿（Ag_2S）存在，在沸腾焙烧炉焙烧时，根据焙烧条件不同，辉银矿可部分分解为金属银（Ag）或部分氧化为氧化物（Ag_2O），当焙砂用硫酸浸出时，残留的辉银矿不溶，而氧化银则溶解为Ag_2SO_4，转入溶液的 Ag 离子又与溶液中存在的 Cl 离子生成 AgCl 沉淀。因此，浸出渣中Ag_2S和自然银约占71.8%，AgCl和Ag_2SO_4占9%，银与脉石共生占17.1%，为难选物。查明银的赋存状态、矿相结构，以便采取更有效的措施，降低尾矿品位。

株冶厂自1986年银浮选工程正式投产以来，银的回收率达50—60%，尾矿含银达100—120克/吨，比大型试验的回收率偏低，主要原因是技术条件控制不严，浮选后，过滤速度下降，因而开工不足；操作人员责任心不强等，使全年银的回收总量受到严重的影响。为

降低尾矿含银和提高银的回收率，必须采取如下措施。

(1) 选用优良的浮选药剂：一般工厂采用的浮选药剂为丁基胺黑药。在南非共和国研制出了从重选精矿选择性浮选金银的方法，此方法是在pH值较高的介质中进行，如硫化苯或其碳水化合物的衍生物，或硫化苯与与其碳水化合物的混合物，为有色金属、金和银的硫化物的捕收剂。烷基酯的混合物，为铜、银、金、锌浮选的捕收剂；醛肟脂 C≥8，为有色金属和贵金属的捕收剂。

(2) 将浸出渣分级脱泥浮选。

(3) 粗粒再磨加晶种再选。

(4) 选用新型压滤机：采用芬兰Larox公司PF压滤机，其特点是生产能力、滤饼水分低，全自动操作，占地面积小，有些地方可省掉干燥作业，简化脱水工序。去年株冶厂因过滤干燥工序满足不了生产要求，有一万多吨浸出渣含水分高，挥发窑处理不完，而送渣场堆存，虽然可以返回处理，但是，没有及时发挥经济效益。

(5) 选用新型助滤剂，提高过滤速度，使银浮选能够达到95%左右的开工率，银的回收可望达到80%以上。

2。严格控制挥发窑炉内气氛，提高铟、锗、镓的回收率。在挥发窑浸出渣处理过程中，铟、锗、镓的挥发率为：铟约为70%，锗30—35%，镓10—15%。苏联某些工厂曾在炉料中添加少量氯化物，因稀散金属氯化物易挥发，能够使挥发率有一定的提高；另外严格控制挥发窑内适当还原气氛，对稀散金属的挥发率有显著提高，在生产实践中摸出一条规律。

其次，延长锌挥发窑窑衬寿命，强化生产。每年三台挥发窑处理浸出渣8万余吨，回收其中的铅和锌以及稀散金属，产氧化锌二万多吨。强化挥发窑生产，延长窑龄，减少维修时间，就能多处理浸出渣，减少浸出渣外运的局面，具有重要意义。

另外，提高高砷铅烟灰和高砷锑烟灰的综合利用。

(参考文献略)

东川铅锌矿开发利用前景与发展对策

东川矿务局科研所　李文孝

在有关各种冶金和矿物杂志刊物上，均有对东川铅锌矿石试验研究所取得的成果有所报道。

但是对象东川氧化铅锌矿含硅高达30%多的这类矿物，如何开发利用是关键问题。众所周知，一般平竖罐炼锌工艺对含硅量高的锌矿物是不适应的，因含硅高在冶炼过程中渣的流动性差，所以冶炼回收率较低。因而选矿所得氧化矿锌精矿不易销售。影响对东川铅锌矿的的开发利用，根据此情况，我们在冶炼上采取新的工艺，并自行冶炼解决了所得选矿含硅高的锌精矿不易销售的问题，加速了对东川铅锌矿的开发利用工作并呈现美好的前景。

一、东川地区铅锌矿资源情况

东川地区多处储藏有丰富的铅锌矿资源，属中小型多金属矿山，据初步掌握的资料和进行的初浅工作知，东川矿区的铅锌资源，分布于三个矿带中的18个矿点。即南部矿带，东部矿带和西北部矿带。三矿带中的铅锌资源除少数矿点以铅为主或铅锌并重外。大多数矿点都是以锌为主，远景储量：南部矿带铅5837吨、锌39531吨，东部矿带铅为2100吨、锌1600吨，西北部矿带锌7870吨。

以上情况说明，东川矿区不仅有丰富的铜矿资源，还有大量的铅锌资源，并且铅锌资源的自然丰度高，铅平均1—2%，锌平均15—20%，铅锌比为1:10—15，伴生有价金属银20—30克/吨。这种自然丰度极好的矿物资源在国内外均为少有，国内其它地区铅锌比1:2—3，世界平均为1:1。从以上列举对比中知，我矿铅锌资源的突出特点是铅锌地质品位高，且以锌为主，是开发利用的利条件。

二、矿 石 性 质

1．矿物产状。从上述东川铅锌矿所分布的三个矿带知，除少数矿点以铅为主或铅锌并重外，大多数矿点都是以锌为主。其矿体多呈脉状，囊状或瘤状产出，大小不等，层位基本固定。属后期冷液洞穴充填层控白云岩矿床。

2．矿物组成。铅矿物中有方铅矿、白铅矿、钒铅锌矿等。锌矿物中有闪锌矿、异极矿、硅锌矿、菱锌矿。铜矿物有铜蓝、黄铜矿、辉铜矿、孔雀石等。铁矿物有黄铁矿、褐铁矿。脉石矿物以白云石、石英为主，方解石次之，还有铁染的白云石和方解石等。

3．主要矿物的相对含量。

表1　　矿 物 相 对 含 量（%）

矿物种类	铅矿物			锌矿物				铁矿物		铜矿物				脉石矿物					
	方铅矿	白铅矿	钒铅锌矿	异极矿	闪锌矿	硅锌矿	菱锌矿	黄铁矿	褐铁矿	黄铜矿	辉铜矿	硅孔雀石	铜蓝	白云石	方解石	铁染云石	云解石	石英	白云石、方解石
含量%	0.5	1.0	微	41	12	0.5	0.5	少许	少许	微	微	微	微	20	19	4	少量		

从表1看出，该矿石属高硅型的氧化铅锌矿。因而选矿所得锌精矿含硅高不易销售。

三、发展铅锌生产的意义

正如有同志指出的，铅锌是常用有色金属，世界对铅锌金属的需求量较大，在有色金属中仅次于铝和铜。

从国内外有色金属市场可以看到发展铅锌生产有广阔的前景，因世界各国对各种有色金属的消费及需求不断增加，如1990年时对铅需求为670万吨左右，年增长为2.8%；锌需求量约为800万吨平均增长率约为3%。

1990年时我国对铅锌的需求量，估计铅约为30万吨，锌约为40万吨。我国铅锌工业虽然发展很快，八十年代初期铅锌已占全国十种有色金属总产量的三分之一。但近年来锌成为国民经济建设中的短缺产品，每年要耗费大量外汇从国外进口一定数量的锌金属及锌基合金来满足国内的需要。

虽然铅的使用受到环保要求的限制，但是锌的应用领域却有越来越发展扩大的趋势。从国外对锌的需求增长的势头和国内锌的短缺看，以及结合我们矿锌高铅低的情况，抓住时机利用矿物资源优势，发展锌生产提高经济效益是很有现实意义的。

四、试验结果及矿石特点

1．矿石特点。由于东川地区铅锌矿石特点是铅低锌高，其比例1:10—15，同时铁及其它有害元素含量也比较低(多元素分析结果见表2)，而且矿石类型区分明显，即南部矿带风化严重，矿物氧化程度深，以氧化矿为主，东部矿带风化渐轻，以混合矿为主。西北部矿带以硫化矿为主。同时东川地区的铅锌矿石组成也较简单，又含铅锌两种有用矿物，因而易实现铅锌分离并得出合格产品。

表2　　矿物多元素分析结果（%）

元素	铅	锌	铜	硫	铁	二氧化硅	氧化镁	三氧化二铝	氧化钙	银(克/吨)
含量	1.37	30.09	0.167	4.91	1.85	26.0	1.66	0	5.06	48.21

2．试验结果。试验研究矿样，依据设计选矿工艺流程要求的矿石性质，即由三个矿带矿石按一定比例组合成，其比例为：西北部矿带：南部矿带：东部矿带＝40:50:10，因而矿石成分复杂，其组成如下：全铅品位1.37%（硫化铅51.8%，氧化铅48.5%），全锌品位30.91%（硫化锌34.29，氧化锌65.71%）。试验结果见表3，由表3看出，东川铅锌矿虽然氧化程度较深，但是仍属易选矿石，是有开采利用价值的。

表3　　东川铅锌矿试验结果（%）

流程	产品名称	产率	品位			回收率		
			Pb	Zn	S	Pb	Zn	S
先铅后锌	铅精矿	0.98	56.55	9.51	11.76	56.55	0.30	2.02
	锌精矿	58.86	0.35	48.74	8.79	21.17	93.97	91.31
	硫精矿	1.28	8.27	23.38	23.50	10.80	0.98	5.30
	尾矿	38.88	0.32	3.78	0.37	11.48	4.75	1.36
	原矿	100.0	0.98	30.53	5.67	100.0	100.0	100.0

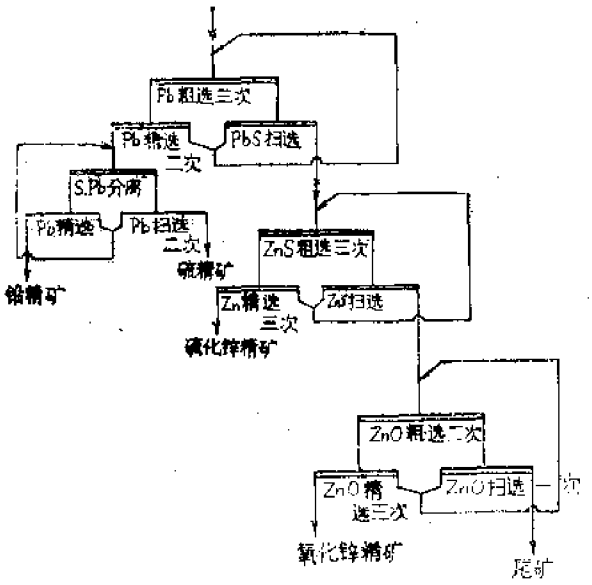
3．选矿产品锌精矿的考察分析结果见表4，由表4可知，选矿所得氧化锌精矿为含硅高的异极矿[$Zn(OH)_2SiO_3$]，而硫化锌精矿却属优质锌精矿。详细情况见下表。

4．生产试验工艺流程见图。

表4　　锌精矿多元素分析结果(%)

元素 / 矿物	Zn	Pb	As	Cu	S	F	Cd	SiO_2
氧化锌	42.48	0.05	0.19	0.068	0.164	0.029	0.013	30.58
硫化锌	63.08	0.4	0.11	0.103	31.78	0.032	0.22	1.94

元素 / 矿物	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO	MgO	Fe	Sb	Ag(克/吨)
氧化锌	0.35	0	0.093	1.86			17.44
硫化锌		0			0.85	0.09	39.47



生产试验流程

五、选矿产品锌精矿的处理对策

前景及问题。发展我矿铅锌生产，特别是锌的生产，具有自然丰度好的资源优势和国内外市场的需求形势及有较好的经济效益等。但在前面已叙述过，由于东川铅锌矿目前处在开发利用的前期，所以氧化矿占主导，而且氧化锌矿物以含硅高的异极矿〔$Zn(OH)_2SiO_3$〕或硅锌矿〔Zn_2SiO_4〕为主。所以通过选矿得到的氧化锌精矿含硅高达30%，含硅如此高的锌精矿在国内市场是难以出售的。因而选矿被迫迟迟不能投产生产。

究其原因，从国内外炼锌情况看，无论火法或者是湿法，普遍是处理碳酸盐类型的锌矿物或者是含低硅酸的锌精矿，含硅高达30%的锌精矿的冶炼在国外仍然处在试验研究阶段，技术上还不成熟。在国内对这种类型的锌矿物的冶炼，技术上仍存在一定的困难。因为含硅量太高，在火法炼锌工艺中生成的硅渣流动性小。锌冶炼回收率低，影响经济效益。另一方面硅渣对炉子有较强的腐蚀性，影响设备寿命。从湿法炼锌工艺看，也由于锌精矿含硅量

高，虽用热酸浸出，其浸出率较高。但是硅在浸出过程中生成硅胶，因此在固液分离时难以实现分离。此一过程只能在较狭窄的pH条件下进行，固难实现固液分离。

在上述情况下，我矿为了解决氧化锌精矿不易销售的问题，通过分析研究决定自己进行冶炼来解决这类矿物的冶炼问题。我们仍采用火法法炼锌工艺及湿法炼锌这一众所周知的两大炼锌工艺。但是火法炼锌工艺我们采用焙烧—电热挥发得出四号锌—蒸馏，最终得出精锌的工艺流程。

湿法炼锌工艺，采用某一方法控制pH使其固液易于分离，因而解决了含硅量高的锌冶炼问题，使我矿的铅锌开发利用展现了较好的前景，同时也为小铅锌企业树立发展榜样。

六、结　　语

1．东川高硅型的铅锌矿有着广泛的发展前景，其锌矿石采用焙烧、电炉挥发得锌金属，而且还可经蒸馏得1号锌的工艺流程。同时经试验研究证明，含高硅型的锌矿物也可利用湿法冶炼的工艺进行冶炼，其浸出过滤的效率比较高，因此高硅型铅锌矿的开发利用前景是可喜的。

2．对小型铅锌矿山，不仅可以建设选厂，同时也可建设冶炼厂，形成从采矿到冶炼的联合小型企业，其经济效益更加显著。

提高花牛山铅锌矿选矿指标研究

西北矿冶研究院　黄光锴

花牛山铅锌矿系以铅锌为主金属并伴生贵金属银的多金属中型采选联合企业。选矿厂于1983年底投产以来，选矿指标逐年提高，但锌和银的回收率较低，分别为80%和70%左右。为充分利用资源，提高企业的经济效益，我院受该矿委托开展了提高选矿指标的试验工作。研究结果所提供的工艺流程条件，明显地提高了选矿指标。

一、原矿物质组成

花牛山铅锌矿是一个矽卡岩型的中型铅锌银矿床。原矿有价元素为铅锌银和硫。含银量较高，现有地质资料银平均品位123克/吨。

本次研究原矿含铅3.43%、锌3.38%、银89.6克/吨、硫6.02%。矿石主要金属矿物有方锌矿、铁闪锌矿、磁黄铁矿；次要矿物有黄铁矿、白铁矿、毒砂；主要银矿物是银黝铜矿；次要银矿物有深红银矿等。脉石矿物有方解石、石榴子石、闪石、辉石、石英及绢云母等。

方铅矿以不规则粒状集合体与铁闪锌矿、磁黄铁矿、黄铁矿、白铁矿、银黝铜矿、深红

银矿等共生，属中粗粒嵌布。少量细粒方铅矿多嵌布于脉石或磁黄铁矿或铁闪锌矿中。方铅矿本身不含银，但由于银矿物共生关系特别密切，主要的银呈细小的银矿物嵌布于方铅矿中，使其含银量高达1560克/吨，成为银的主要载体矿物。

铁闪锌矿主要呈他形粒状或粒状集合体产出，颗粒大小不等，属中粗粒嵌布。与方铅矿、磁黄铁矿、黄铁矿等矿物密切共生。铁闪锌矿含铁高达11.4%，普遍含锰，属含锰铁闪锌矿。

主要银矿物是银黝铜矿，其相对含量占银矿物的84.3%，次要银矿物是深红银矿，其相对含量占银矿物的7.9%，少量银矿物有辉锑银矿、锑银矿、硫铁矿和杂辉银铅矿。银矿物的粒度极细，多数银矿物只有几微米，细粒银矿物大部分嵌布于方铅矿中，并进入铅精矿。银在载体矿物中的分布列于表1。

二、工艺流程的试验研究

1．磨矿流程的确定。

选厂原为一段磨矿流程，由于条件所限，投产以来未进行磨矿和浮选流程考察工作。本专题属于提高生产指标项目，要求在生产实际中达到预期效果，同时改造费用要低，生产易于实施和方便管理等。为此，试验研究工作开展前从现场调查入手，经调查发现选厂一段磨矿细度在55%—200目左右，且波动较大，又无再磨设施。

产品鉴定表明，尾矿中方铅矿连生体为45%，铁闪锌矿连生体为14%，银主要以银黝铜矿与方铅矿连生而损失。硫精矿中方铅矿连生体为33%、铁闪锌矿连生体为30%。银矿物连生体中60%以银黝铜矿与方铅矿与方铅矿、铁的硫化物、铁闪锌矿连生而损失。以上足以说明磨矿细度不足，其金属矿物单体解离度较低，造成有价矿物特别是银矿物损失于硫精矿（含铅3.09%、锌7.41%、银149克/吨）和尾矿（含铅0.21%、锌0.32%、银11.58克/吨）中。

(1) 原矿磨矿细度的确定：由于原矿铅、锌矿物均属中粗粒嵌布。磨矿细度试验表明，随着磨矿细度的增加（由55%至70%—200目），铅、锌、银回收率相近，铅、锌精矿品位上升。从经济效益和选厂目前条件考虑采用原矿磨矿细度60%—200目为宜。

(2) 铅粗精矿再磨的必要性：由于原矿金属矿物共生关系密切，特地进行了铅粗精矿再磨细度的试验。试验结果表明铅粗精矿不再磨（65%—280目）时，铅一次精选铅品位为52.4%、含锌5.3%，作业回收率铅为94.97%、银为90.86%。而再磨至93%—280目时，铅一次精选铅品位为58.27%、含锌4.24%，作业回收率铅96.6%、银91.88%，故采用铅粗精矿再磨细度为93%—280目。

(3) 锌硫粗精矿再磨的必要性：锌硫粗精矿再磨试验结果表明，锌硫粗精矿再磨到74%—280目更为必要。经再磨的硫精矿含锌由不再磨（28%—200目）的2.27%降至1.07%，含银由111.5克/吨降至52.5克/吨（铁的硫化物含银47克/吨）。

铅、锌、硫粗精矿经再磨后，不但选别指标明显提高，而且操作稳定。

2．浮选工艺流程及条件。

(1) 浮选原则流程的选择：选厂采用1982年西北矿冶研究所推荐的原矿粗磨至60%—200目，优先选铅，铅粗精矿再磨（未实施）经两次精选获铅精矿，选铅尾矿进行锌硫混合浮选丢尾矿，锌硫再分离获锌精矿（经两次精选）和硫精矿的工艺流程。根据现场调查和本次矿样预选试验结果表明，该流程具有在粗磨条件下丢尾矿等优点，现场已沿用多年，工人操

作熟练，故仍选择与现场相一致的浮选原则流程进行条件试验。

(2) 浮选工艺条件：由于锌硫混合和分离浮选工艺条件较为简单，不作赘述，仅简述铅浮选有关工艺条件。

①铅浮选调整剂筛选结果：由于原矿含铅、银，并含有一定量的黄铁矿和磁黄铁矿。在选择调整剂时，着重考虑了在不加调整剂即自然pH（pH＝8.1）和添加调整剂（碳酸钠和石灰）的条件下选铅、银。在自然pH值条件，当使用丁基黄药和2号油时，铅粗选起泡差，铅、银回收率低，且不便操作；使用苯胺黑药或丁基铵黑药和2号油或单用丁基铵黑药时，能获得较好的铅、银选别指标。但在后续作业中，锌硫分离（未再磨）有困难，故未采用自然pH矿浆浮选。通过碳酸钠和石灰用量试验发现，pH在9.2～11.5时，铅粗选精矿品位为铅43～45%，铅回收率保特在89～92%，银回收率保特在81～85%，并未发现石灰对铅、银矿物具有严重的抑制作用。根据试验结果选择石灰作为调整剂，用量为1400克/吨原矿，pH值为11，矿浆中游离氧化钙含量为95克/米^3。

②铅浮选捕收剂筛选结果：在石灰介质中，铅浮选进行了单用丁基黄药、丁基黄药与丁基铵黑药混用、丁基黄药与酯—105混用试验。表2所列结果表明，选用丁基黄药与丁铵黑药混合使用，对提高铅、银回收率有一定好处。

三、闭路流程试验和指标

根据工艺流程的试验研究结果，为提高铅、锌、银的选别指标，进行了三个不同铅精矿品级和铅粗精矿再磨及铅、锌硫粗精矿均再磨五个方案的闭路流程试验。铅、锌硫粗精矿均再磨的闭路试验流程见图。铅、锌硫粗精矿不再磨和再磨对比闭路试验指标见表3。

三个不同铅精矿等级（二、三、四级品）的闭路试验结果表明，在铅粗精矿未再磨时，随着铅精矿等级的下降，铅、银回收率上升，锌精矿质量和回收率相近。因此，适当降低铅精矿等级是提高铅、银回收率的有效措施之一。经济估算结果，确定合理的铅精矿等级为三级品，其闭路指标见表3。

铅、锌硫粗精矿均再磨闭路试验结果表明，粗精矿均再磨是提高铅、锌、银选别指标的重要措施。铅粗精矿经再磨与不再磨相比，铅精矿铅品位高7.56%，从三级品升为一级品，铅回收率高3.26%，铅精矿中银回收率高2.43%。锌硫粗精矿经再磨与不再磨相比，锌精矿锌品位高1.29%，锌回收率高4.75%，锌精矿中银回收率高1.61%。

四、结　　语

1．研究结果推荐的原矿一段粗磨（60%－200目）优先选铅，铅粗精矿再磨（93%－200目）经两次精选获铅精矿；选铅尾矿进行锌硫混合浮选丢尾矿，锌硫粗精矿再磨（74%－280目），锌硫再分离获硫精矿和锌精矿（经两次精选）的工艺流程，符合该矿石的特性，铅锌银选别指标得到明显提高。硫精矿中含银52.5克/吨，接近磁黄铁矿和黄铁矿单矿物含银（46～47克/吨）；尾矿中银3.9～4.8克/吨，也接近于脉石矿物含银（3.23克/吨）。

2．铅浮选使用以丁基黄药为主，丁基铵黑药为辅的混合捕收剂对铅、银回收率有一定提高。

表1　　银在载体矿物中的分布

矿物名称	矿物量（%）	含银（克/吨）	银分布率（%）
方铅矿	3.8	1560	66.16
铁闪锌矿	6.4	84.88	5.35
磁黄铁矿	5.3	46.51	2.75
黄铁矿	3.0	47.67	1.59
脉石矿物	81.4	3.23	2.64
单体及富连生体银矿物	微量		21.51
合　计	100.0		100.00

表2　　铅浮选捕收剂筛选试验结果

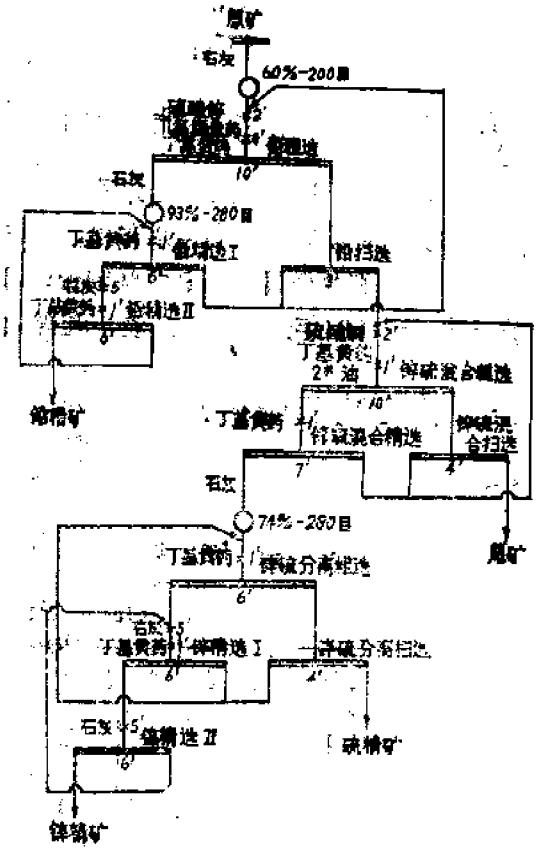
捕收剂名称及用量（克/吨）	产品名称	品位		回收率（%）	
		Ag（克/吨）	Pb（%）	Ag	Pb
丁基黄药35，2号油16	铅粗精矿	1105	46.83	83.48	91.66
丁基黄药30，丁基铵黑药10，2号油16	铅粗精矿	990	39.65	86.59	93.46
丁基黄药30，酯—105 20，未加2号油	铅粗精矿	1025	41.70	85.11	93.06

表3　　闭路试验指标

方案	产品名称	品位（%）				回收率（%）			
		Ag*	Pb	Zn	S	Ag	Pb	Zn	S
一段粗磨，无再磨	铅精矿	1542.5	63.72	3.40	15.26	81.08	89.33	4.94	12.28
	锌精矿	87.2	0.80	47.39	31.62	5.70	1.39	85.53	31.55
	硫精矿	111.5	2.41	2.27	37.19	9.77	5.62	5.50	49.75
	尾矿	3.9	0.16	0.17	0.47	3.45	3.66	4.03	6.42
	原矿	91.7	3.44	3.32	6.00	100.00	100.00	100.00	100.00

一段粗磨，铅锌硫粗精矿再磨	铅精矿	1650	71.28	1.86	14.38	83.51	92.59	2.49	10.65
	锌精矿	104.7	1.36	48.88	31.25	7.31	2.45	90.28	31.95
	硫精矿	52.5	0.60	1.07	37.93	4.72	1.38	2.54	49.85
	尾　矿	4.8	0.15	0.19	0.55	4.46	3.58	4.69	7.55
	原　矿	87.7	3.42	3.31	6.00	100.00	100.00	100.00	100.00

*Ag品位单位为克/吨。



铅锌硫粗精矿再磨闭路试验流程

小型铅锌选矿厂的生产实践

铜陵有色金属公司设计研究院　伍德友

一、序　　言

储量小且品位高的铅锌矿，在我国各省可能都有，建中型或大型选矿厂，矿石储量不够服务年限，开采矿石卖到外地铅锌选矿厂，往往路途远，运费高不合算；不开采，铅锌资源没有得到充分利用，只有就地建小型选矿厂，才能充分利用铅锌资源，而且也会有较好的经济效益，贵池桃坡铅锌小选矿厂就说明这一点，下面介绍该小型选矿厂的生产实践。

二、建厂前人形山铅锌矿生产情况

贵池人形山铅锌矿，年开采量3000—4000吨，其中铅锌矿2000—3000吨，硫铁矿2000—1000吨。在未建桃坡小选矿厂以前，铅锌矿曾卖给湖南水口山，辽宁柴河铅锌矿，后因运费高，加之又难选而废弃。1982年，铜陵有色金属设计研究院和贵池桃坡乡合资筹建处理人形山矿的桃坡小选厂。1983年破土动工到1984年建成投产。该厂处理如下矿石性质的铅锌矿。

三、人形山铅锌矿原矿性质

1．多元素分析结果见表1。

表1　　多元素分析结果（%）

元素	Al_2O_3	CuO	MgO	SiO_2	Fe	Cu	Pb	Zn	Co	Ag
品位	0.313	0.398	0.238	0.953	31.36	0.23	10.93	11.45	0.003	2975

元素	Au	Sb	In	Cd	Ge	Se	Te	S	As	F
品位	1.63	0.021	0.0048	0.063	0.0011	0.048	0.0084	37.24	0.17	0.014

2．铅物相分析结果见表2。

表2　　铅物相分析结果（%）

矿物相	硫化铅	碳酸盐	硫酸盐	砷磷钒铅	残渣铅	累计
铅品位	7.64	1.007	0.407	0.05	1.83	10.93
占有率	69.83	9.20	3.70	0.46	16.71	100.00

3．锌物相分析结果见表3。

表3　　锌物相分析结果（%）

矿物相	硫化锌	碳酸锌	氧化锌	累计
锌品位	9.38	1.72	0.194	11.294
占有率	83.05	15.23	1.72	100.00

4．矿物成分含量见表4。

表4　　矿物成分（%）

矿物名称	黄铁矿	闪锌矿	方铅矿	石英碳酸盐等	其他
含量	60.30	21.93	11.04	6.10	0.63

5．解离粒度分析见表5。

表5　　矿物解离粒度（%）

矿物 / 含量 / 粒度（毫米）	黄铁矿	闪锌矿	方铅矿	黄铜矿
0.001—0.003	7.27	16.58	44.4	93.43
0.003—0.07	10.56	12.37	10.45	6.57
0.07—1.01	81.67	71.04	45.41	0
合计	99.99	99.99	9999	10000

四、工艺流程及技术条件

从以上原矿性质可以看出，人形山铅锌矿铅锌硫相互致密嵌布且粒度细，原矿含硫达37%以上，含铅锌之和在22%以上，加之古人采富铅矿炼银，留下了古坑道，而使矿体局部氧化（见表2—3），造成铅锌硫分离困难。同时在建厂合同中规定，禁止使用氰化物和剧毒药剂，这对人形山铅锌硫分离来说，是一个极为苛刻的要求，在我国大多数铅锌选矿厂，或多或少都采用氰化物，国外铅锌选矿厂也有采用氰化物，只不过处理废水的程度和形式不一罢了。针对人形山矿，含硫、铅、锌高，局部被氧化，嵌布粒度很细，又不准使用氰化物的情况，我们在技术上做了以下几个方面的工作。

1．矿物单体解离。

人形山矿的桃坡选矿厂，设计处理量为日处理20吨，破碎采用250×400毫米老虎口，其排矿粒度在25毫米左右，球磨机1200×1200毫米，球磨机给矿粒度在25毫米左右，分级机溢流粒度要求－200目占90%，这个技术条件在一般情况下，也是难以达到的。我们在装球量、装球比例、磨矿浓度、分级机返砂量、分级机溢流浓度与细度等方面，做了大量的工作，最

后得出如下合理参数供参考（见表6—7）。

表6　　装球量、装球比例及钢球直径

钢球直径(毫米)	比　例（%）	装球量（公斤）
100	20	420
80	30	630
60	40	840
40	10	210

表7　　分级机溢流浓度、返砂量、－200目含量

分级机浓度 CT_4	原矿量：返砂量	－200目含量(%)
26	1:4	90
27	1:3.5	87
28	1:3.2	85
29	1:3	83
30	1:2.8	78—80

最后终于解决了磨矿细度问题，而且生产能力由原来设计日处理20吨提高到30吨。

2。选矿工艺及技术条件。

选矿厂浮选工艺流程，采用优先选铅一粗二扫三精，铅尾选锌（同选铅一样）流程，选锌尾矿是硫精矿。选铅药剂：石灰、乙硫氮、丁黄药。抑锌用硫酸锌，其用量很少，少的原因下面要谈到。选锌药剂：硫酸铜、丁基黄药、松醇油。选铅的关键是乙硫氮与丁基黄药的加药地点，乙硫氮、丁基黄药加在搅拌桶内，铅浮不起来，用量过大，则没有选择性，将乙硫氮与丁基黄药加在球磨机内很快增加了铅的可浮性。其指标如表8。

表8　　乙硫氮与丁基黄药加药地点对指标的影响

加药地点	铅品位(%)		锌品位(%)		回收率(%)	
	铅精矿	锌精矿	锌精矿	铅精矿	铅精矿	锌精矿
搅拌桶	26.82	6.69	37.62	12.57	33.99	31.53
球磨机	46.72	4.36	39.90	13.26	66.49	86.59
球磨机	50.36	2.051	45.83	7.415	88.43	79.49

3，pH值对选铅的影响。

影响铅可浮性的另一个因素是pH值，矿浆pH往往直接或间接地影响其中矿物的浮游性。在一定浮选条件下（药剂的浓度，温度等）矿物具有可浮性与不可浮性的pH分界线，称作临界pH，铅锌硫矿物的临界pH值如表9。

表9　　铅锌硫化矿浮选临界pH值

矿物名称	方铅矿	黄铁矿	白铁矿	活化闪锌矿
临界pH	10.40	10.50	11.00	13.30

由表可以看出方铅矿的浮选pH值不宜超过10.4，也有资料介绍方铅矿浮选pH值绝对不宜超过12.0，可是我厂选铅的pH值是12.5(中和法测定)方铅矿的可浮性变好，铅锌精矿品位和回收率同步上升。见表10。

表10　　pH值对生产指标的影响(%)

选铅粗选pH值	铅品位		锌品位		回收率	
	铅精矿	锌精矿	锌精矿	铅精矿	铅精矿	锌精矿
10.4	40.68	4.2	39.59	13.81	67.27	78.35
11.5	42.24	1.43	43.23	7.24	78.14	80.93
12.5	49.82	1.83	47.93	7.47	84.81	83.57

4，历年生产经济技术指标。

人形山矿铅锌硫从难以分离到基本分离到分离，产品质量由不合格到合格到五级品，回收率逐年提高，见表11。

表11　　历年生产指标(%)

名称 / 指标 / 日期	铅精矿		锌精矿		备注
	铅品位	铅回收率	锌品位	锌回收率	
1984年3月前	35.03	35.83	35.82	66.15	乙硫氮加在搅拌桶
1984年3月后	45.42	64.37	39.74	77.04	乙硫氮加在球磨机
1985年	44.34	80.90	41.15	80.68	选铅pH11.5
1986年	48.82	86.94	46.86	80.34	选铅pH12.5
1987年	50.39	88.43	45.83	79.49	选铅pH12.5

从表11可以看出，指标好的原因主要是药加在球磨机中和提高选铅pH值这两个根本措施。

五、初 步 分 析

1．改变加捕收剂地点的作用。

我们认为因原矿含硫在37%以上，当磨矿细度－200目占90%时，黄铁矿由25毫米磨细至0.074毫米占90%，产生了成千上万倍的新生表面积，球磨机内的矿浆温度通常高于常温。黄铁矿是一种易氧化的矿石，表面很快被氧化，黄铁矿氧化反应是很复杂的，而最后的结果是$2FeS_2+7O_2+H_2O\longrightarrow 2FeSO_4+2H_2SO_4$，当矿浆碱性时(球磨机内加石灰)$OH^-$就取代了表面的黄原酸离子，从而生成难溶但水化性很强的硫化铁——氢氧化铁膜而被抑制，其化学反应式为：$FeS_2]SO_4+2ROCSSNa=FeS_2]Fe(ROCSS)_2+Na_2SO_4$……①

$FeS_2]Fe(ROCSS)_2+2OH^-=FeS]Fe(OH)_2+2[ROCSS]^-$……②

方铅矿和黄铁矿相比是一种不易氧化的硫化矿，在球磨机内，方铅矿的表面氧化速度远远次于黄铁矿，方铅矿在球磨机内的氧化有利于浮选，如：$PbS+2O_2+PbSO_4$因硫酸盐的溶解度比硫化物大得多，捕收剂加在球磨机内有利于药剂离子与SO_4^{2-}间进行离子交换从而有利于选铅。

闪锌矿在没有被Cn^{2+}活化的情况下，在球磨机内氧化后生成硫酸锌而被抑制，故选铅时硫酸锌用量很少，硫酸锌是抑制闪锌矿的典型抑制剂，从而达到铅、锌、硫的分离。

2．高pH值选铅的作用。

我们认为人形山铅锌矿是高硫矿石，开采出来经一段时间的堆放，又经日晒雨淋后，会生成大量的硫酸盐和$Fe^{2+}Fe^{3+}$等，使之难选。采用高pH值，一方面使有害离子沉淀，另一方面使黄铁矿加速氧化而难选，从而达到无氰浮选分离铅—锌—硫的目的。有同志提出高pH值选铅有团聚作用，使铅可浮性变好，可是用肉眼难以鉴别，有待进一步探讨。

六、经 济 效 益

1984年4月试生产到1987年年底，合资经营期满，共处理矿石11310.44吨，销售铅金属量605.55吨，锌金属量948.90吨，硫精矿7778.92吨，并从铅精矿中回收白银453.56公斤，在锌精矿中回收白银514.31公斤，合计967.87公斤(销售计价数)。1984—1985年由于铅、锌、硫滞销，铅、锌、硫价格下浮，故总产值只有284.5051万元，但除收回全部投资还获纯利30多万元。

七、结 语

贵池桃坡小选矿厂具有以下特点：

第一投资少（厂房及生产设备只有30余万元，不包括生活设施）。

第二建设周期短（从破土动工到建成投产仅有8个多月的时间）。

第三设计研究单位和乡政府合资经营的联合体，可以充分利用各自的优势，即技术优势和资源优势。

第四对储量小且品位高的有色金属资源可以得到充分利用。

总之，办处理高品位矿石的小选矿厂，是有明显的经济效益和社会效益的，也是加快我国有色金属生产的一种好办法。

按银赋存规律改革工艺提高银回收率

厚婆坳矿　张英泉

广东厚婆坳矿为一含银锡石硫化物多金属脉状矿床，贵金属元素银具大型至特大型矿床规模，原矿含银名列岭南之冠，单矿物方铅矿、闪锌矿和黄铁矿中含银量均列为长江以南之首，稀散元素铟、镉单位含量也为岭南最高，主金属元素锡、铅、锌均具中型规模，含矿品位中等。

选厂原设计规模为125吨/日，1967年以简单再生产上马，1987年8月停车扩建为250吨/日规模，同年11月试产完成，正式投产。产品为锡精矿、铅精矿和锌铅混合精矿，银则分别赋存于铅精矿和混合矿中，分别由冶炼厂回收作价。

一、矿石物质组成

矿石分硫化致密块状和硫化细脉浸染状两种，二者在组分上没有差异，只是结构与贫富差异。近地表部分长期受天水淋滤氧化，生成以氧化物为主的次生矿物。

原矿金属矿物主要有黄铁矿、方铅矿、闪锌矿、毒砂、锡石及少量黄铜矿和磁黄铁矿等；次生金属主要有褐铁矿、铜蓝、铅矾等；脉石矿物主要有石英、绿泥石、碳酸盐等。原矿多元素分析为(%)：Pb2.81，Zn1.75，Sn0.305，As0.5，Cu0.062，$SiO_2$64.07，Fe7.21，Ti0.25，$Al_2O_3$10.84，Mn0.072，CaO0.75，MgO0.65，Ag146.17克/吨，S5.57。矿区工业矿物为银黝铜矿、锡石、方铅矿、闪锌矿，其工业价值比率（%）Ag34.21，Sn35.31，Pb24.22，Zn6.27。

硫化矿致密矿石中伴生稀散元素有铟、镓、锗、镉。有价金属的赋存特征如下：

锡石：呈半自形晶体或不规则粒状穿插于硫化物的集合体中，部分呈粒状或集合体与石英共生，粒度0.08—0.2毫米左右。

方铅矿：呈不规则粒状或半自形晶体，大部分以集合体出现，少部分分布于黄铁矿、闪锌矿、磁黄铁矿中或与之共生，接触界线不规则。粒度0.04—0.1毫米左右。

闪锌矿：一般呈不规则粒状，大部分为集合体出现，与方铅矿密切共生，接触界线不规则，还常见与磁黄铁矿、黄铜矿等连生，粒度0.04—0.16毫米。

黄铁矿：一般呈不规则块状及粒状集合体，部分为自形或半自形晶体，与方铅矿、闪锌矿紧密共生，并有溶蚀交代现象，接触界线不规则。

二、银的赋存规律

厚婆坳矿石含银量很高，一般在数百ppm以上，但长期没有做全面深入的评价工作，现

据已有资料初步综合分析：

1．银在不同矿石类型中的分布规律。

硫化致密块状矿石比细脉浸染状矿石银的品位高10倍以上，此时铅锌之间呈正相关消长：Pb:Zn=(1.5～2):1。氧化致密块状矿石比细脉浸染状银的品位高5倍。矿石中方铅矿、闪锌矿粗粒级银品位比细粒级高2倍。

运用数理统计方法处理，发现银的品位随铅、锌、硫品位增高而增高，尤其与铅的关系特别密切，呈线性正相关关系，其关系式可表示为二元回归方程式：

$$Ag=49.4Pb+10Zn+6\ (克/吨)$$

上式标准偏差可靠性95.4%，复相关系数R0.859，说明矿石中85.9%的银富集于方铅矿和闪锌矿中，14.1%分散在黄铁矿、毒砂或其它矿物中。铅、锌矿物对银含量影响比率$i=\frac{49.4Pb}{10Zn}=5$，可见铅矿物起主导作用。

2．银矿物赋存规律。

银的单矿物主要有银黝铜矿、自然银，深（淡）红银矿、辉银矿等，由于地质条件，银元素的富集、迁移等不同，可以出现局部富集和分散现象。

(1) 银黝铜矿：是矿床中主要的含银矿物，与方铅矿密切共生，能看到银的独立矿物，呈微粒状或不规则状不均匀嵌布于方铅矿中，镜下鉴定呈星点状和点滴状。

(2) 自然银：多出现于氧化矿中，与褐铁矿、石英、绿泥石共生，结晶粒度不均，有片状和粒状。在硫化矿中呈微粒状或以显微包体存在。

(3) 深（淡）红银矿及辉银矿：不规则、不均匀地分布于方铅矿和闪锌矿中。

银除以单矿物赋存外，多数由Ag_2S的固溶体或银的络合物如$Ag_2S\cdot nH_2S$和$AgS[Ag[(S_4)_2]^{-3}]$广泛发生成类质同象置换或交代方铅矿物、闪锌矿、黄铁矿等，成为被交代矿物的包裹体、连生体或裹露连生体。

总的来说，银的粒度很细，一般约0.004—0.008毫米，最小（可见）<0.002毫米，且呈连生、包裹状出现，给选矿带来很大困难。

银在各主金属矿物中的配分见表1。

表1　　银在主金属矿物中配分

矿脉	地质品位（%）		单矿物							
			方铅矿		闪锌矿		黄铁矿		毒砂、绿泥石	
	铅	锌	含量（克/吨）	配分（%）	含量（克/吨）	配分（%）	含量（克/吨）	配分（%）	含量（克/吨）	配分（%）
40号	4.85	2.5	2557	58.00	440.86	10.00	409	27.70	21.90	4.3
22号	3.26	2.85	1850	37.80	870	15.20	208	38.1	29.5	3.8
48号50号62号	3.99	2.88	2236	72.40	465	15.07	359	11.62	28.0	0.91

三、银回收生产实践

1．125吨/日选厂生产状况。

厚婆坳矿1967年建成125吨/日选厂，初期处理西区上部氧化矿，产品以锡为主。1970年以后处理中部硫化矿，银、铅、锌、锡金属得已回收，银分别富集于铅锌精矿中，历年共回收银金属量30多吨。选矿采用浮一重一浮原则流程，氰化浮选药剂制度，银在各产品中技术指标及流失状况如下：

白银分布在铅精矿中品位1604克/吨，产率7.43%，作业回收率46.75%；分布在锌铅混合精矿中品位667克/吨，产率2.63%，回收率6.87%；两项合计富集品位1378克/吨，产率10.06%，回收率53.62%。银流失46.38%，主要有五个出口：①金浮尾矿品位56.60克/吨，产率73.44%，占有率16.28%，这部分可能有个别自然银的重选富集，②浮锌尾矿品位465.18克/吨，产率16.50%，占有率30.1%，这部分含硫均在35～40%，可以作为硫精矿。

2．银回收影响因素浅析。

(1) 银矿物种类、嵌布粒度及共生因素：在厚矿，银黝铜矿的可浮性优于闪锌矿而差于方铅矿，深（淡）红银矿的可浮性同样介于二者之间，但由于砷含量提高而向闪锌矿可浮性靠近，表现出富集规律性。

由于厚矿银的硫盐物多为固溶体分离矿物，粒度很小以至为次显微颗粒，这一嵌布特征，预示着在磨矿中单体解离是困难的。有关资料认为：银矿物粒度大于10微米占60%以下，属难解离，在选矿过程应着重银的载体矿物的性质和解离度。厚矿的生产实践和试验均证实和表现了这一点：全浮粗精矿的再分离，必须保证－200目90%左右，而由于设备性能工艺流程限制，细度只达－200目75～80%，这是影响回收率的重要原因。

(2) 银在载体矿物中配分影响因素：银在主载体方铅矿中配分低于70%，矿物粒度细小，嵌布关系复杂，属于难选范围。因而单独选出银精矿是困难、也不合适的。合理的途径是强化主载体铅精矿、次载体锌精矿的回收，加强硫精矿中银的回收研究，从而大幅度提高银的回收率。

(3) 银选别工艺影响因素：主要是工艺流程、药剂制度、载体回收。采用的浮—重—浮原则流程，全浮粗精矿再磨再选铅—锌—硫结构，氰化物浮选药剂制度，基本上着重照顾锡、铅的回收，对银、锌的回收是不利的。值得讨论的问题是：多金属硫化矿的浮选分离，主要是利用矿物的可浮性差异。分离可浮性接近的不同矿物，须扩大其浮游性差异（如Pb—Zn—S），如回收可浮性不同的矿物，则又须缩小其差异（如Ag—Pb，Ag—Zn及混合精矿Ag—Pb—Zn），所以，若把银作为主金属回收，则需根据银的工艺矿物学要求改革工艺流程。

四、改革工艺，提高银回收率

1．小型试验。

试样取自东区V_{40}脉矿体，试验采用先浮后重原则流程，一粗二扫一精全浮，一粗三精选铅，一粗二精一扫选锌的流程结构，无氰分离的常规药剂制度，获得指标如表2。

该试验流程简单，药剂用量少，技术指标高，实现了无氰浮选工艺。银以银黝铜矿呈微粒嵌布于方铅矿、闪锌矿等矿物中，大部分银以类质同象的形态分散在硫化矿中，选矿难以

表2　　试　验　指　标（%）

产品名称	产率	品位			回收率		
		Ag(克/吨)	Pb	Zn	Ag	Pb	Zn
铅精矿	4.31	1787.5	55.00	6.52	47.66	79.01	15.01
锌铅混合精矿	3.9	1005.13	5.41	35.36	24.25	7.04	73.83
全浮尾矿	74.15	12.45	0.20	0.14	5.71	4.94	5.70
选锌尾矿	11.69	277.0	1.79	0.43	20.03	6.99	2.71
全浮精选尾矿	5.95	63.81	1.02	0.86	2.35	2.02	2.75
给　矿	100	161.65	3.00	1.87	100	100	100

获得单独的银精矿。

2．250吨/日选厂设计与生产。

根据原矿特性和20多年生产实践，针对125吨/日选厂工艺流程不足，参照试验成果，考虑以银为重点回收对象，250吨/日选厂扩建对工艺进行了改革调整。

(1) 改革磨矿系统工艺。原流程中据重选尾矿筛析和水析可知，损失于20微米以下级别银和铅分别占全浮尾矿的48.7%和57.3%，造成这个问题的主要原因是矿石过磨，由于种种原因原矿粗磨采用并联二组大小不一的磨矿回路，给操作管理、给矿控制造成混乱。为此，粗磨以单一磨矿回路代替不合理的二组并联磨矿回路。

强化全浮精矿硫化物的再磨，选用ϕ1.5×1.5米球磨配ϕ900螺旋分级机代替原ϕ0.6×0.6米球磨配ϕ550螺旋，提高磨矿效率。同时增加重选中矿再磨，理顺磨矿与单体解离的关系。

(2) 以胶体ZnOH代替NaCN，实现无氰浮选工艺。据全浮尾矿银物相分析表明，生产品中有61%的银的损失以碳酸盐或独立硫化银形式存在，可见浮选及药剂制度不合理。作为厚矿复杂多变难选的多金属共生矿物，为保证产品质量不得不采用反复用药，“重压重

表3　　改造前后药剂材料消耗

指标名称	单　位	改造前 (1987年1—7月)	改造后 (1987年11月～1988年5月)	后—前
石　灰	公斤/吨	3.693	4.345	0.652
钢　球	公斤/吨	2.111	2.30	0.189
黄　药	公斤/吨	1.135	0.756	−0.379
松醇油	公斤/吨	0.146	0.431	0.285
Na_2SiO_3	公斤/吨	0.800	0.436	−0.366
$ZnSO_4$	公斤/吨	0.274	0.397	0.123
Na_2CO_3	公斤/吨	1.175	0.623	−0.552
$CuSO_4$	公斤/吨	0.385	0.222	−0.163
电	度/吨	34	35.63	1.63
NaCN	公斤/吨	0.163	/	−0.163

拉”和剧毒物氰化钠。扩建根据试验提供的药剂制度，在生产中对铅锌分离，在石灰调整的碱性矿浆中，只加少量 $ZnSO_4$，$CuSO_4$ 就获得合格的铅精矿和锌铅混合精矿，避免生产中多种药剂大用量的弊端，实现了无氰浮选。药剂制度情况见表3。

(3) 调整浮选流程结构。从银的赋存状态分析，要提高银的回收率，必须尽量提高主载体铅、锌的回收率，并尽可能多地把重要载体黄铁矿分别挤进铅、锌产品中。根据试验结果，扩建调整浮选流程结构：改原全浮4A一粗一精六扫为5A一粗一精三扫；改原浮铅一粗三精二扫为一粗三精一扫；改原浮锌一粗二精一扫为一粗三精二扫，增加浮选时间，有利于生产锌铅混合精矿。

表4　　改造前后选矿主要技术指标比较(%)

流　程	原矿品位				精矿品位		
	Sn	Ag (克/吨)	Pb	Zn	Sn	Pb	Zn+Pb
(1987年1—7月) 125吨/日流程	0.25	199	3.37	1.55	45.38	44.35	24.38 +8.13
(1987年11月～1988年5月) 250吨/日流程	0.296	175.97	2.99	1.74	48.70	43.48	28.13 +11.75
后 (一) 前	0.046	-23.03	-0.38	0.19	3.32	-0.87	3.748 +3.62

流　程	回　收　率			
	Sn	Ag	Pb	Zn
(1987年1—7月) 125吨/日流程	47.61	54.21	78.40	25.91
(1987年11月～1988年5月) 250吨/日流程	55.91	60.239	79.65	28.49
后 (一) 前	8.3	6.029	1.23	2.58

表5　　改造后 (1987年11月至1988年5月) 产值比率

产品名称	产量(吨/7个月)	单价(万元/吨)	产值(万元/7个月)	比率(%)
锡精矿	47.57	2.312	109.982	32.23
铅精矿	625.78	0.1355	84.793	24.85
混精中锌	142.93	0.065	9.29	2.72
混精中铅	59.72	0.1	5.972	1.75
银	3.05	43.0	131.184	38.445
合　计			341.22	100

经过工艺改革，从投产几个月的指标分析，银的回收率提高了6.029%，见表4。说明改革是合理的。

五、银回收潜力的探讨

银的回收，在厚矿比率中占有举足轻重的作用。改革工艺，特别是取消氰化钠药物，实现无氰浮选，使银回收率提高6%，体现了经济效益，也消除了环境污染。

通过分析银的赋存、富集规律，根据试验和生产实践，可以看出：把银作为主回收金属，加强银矿物工艺学研究，探索相适应的新工艺、药剂、设备以至选冶联合，加强生产技术管理，则银回收率潜力很大。同时，它必然带动铅、锌、硫等多金属技术指标的提高，那么经济效益将非常明显，其途径是：

1．加强银等多金属矿物学研究：摸清银矿物的赋存状态以及与铅、锌、硫、锡等矿物间的共生关系、嵌布特征、粒级分布，以便根据银矿物特征，开展回收研究。

2．加强硫精矿中提银研究——选冶联合：硫精矿作为一种产品，产率15～20%，含银量高达450克/吨左右，银损失率30%，这部分主要是赋存于黄铁矿，还有部分机械夹带赋存于方铅矿、闪锌矿，基本上是包裹、连生、交代，甚至类质同象，采用选矿手段是困难的，只有依靠冶金手段，实现选冶联合，才能大幅度提高银回收率。

3．开展总尾矿中银的回收研究：总尾矿目前堆存约39万吨，含银116克/吨左右，开展这方面的研究，对银的综合回收是有意义的。

4．强化银的检测化验，指导生产：厚矿对银的化验手段比较原始，仪器设备较落后，管理差，无法适应生产。如把银作为第一产品回收，则强化、完善银的检测化验手段就显得非常迫切。

六、结　　语

1．厚婆坳矿银的单位含量列为岭南之冠，它的分布、赋存、迁移、富集均呈规律性的变化。银与矿物的关系表现为二元回归方程

$$Ag = 49.4Pb + 10Zn + 6 \qquad (克/吨)$$

2．试验与生产证明，银以方铅矿为主载体，以闪锌矿为次载体。银可浮性差于方铅矿而优于闪锌矿，随矿石砷含量增高而向闪锌矿偏移。

3．实行无氰浮选，改革磨矿工艺，调整流程结构，则银的总回收率提高6%。经济效益明显。

4．影响银回收率的因素主要是银的矿物工艺学，包括矿物种类、粒度嵌布、共生关系、赋存配分、可浮性，其次是分离工艺、药剂制度、设备性能、载体回收与技术管理。

5．提高银的回收率途径是：①加强银等多金属矿物学研究。②实行选冶联合，解决硫精矿提取银的工艺技术。③开展总尾矿中银的回收研究实行综合回收。④强化银的检测化验，以指导生产。

6．银的产值占全矿比率38～40%，举足轻重，把银作为回收主金属是重要而有意义的课题。探索提高银的回收率，无疑是非常必要，而且有益的。

下湖铅锌硫矿石的分选

江西铜业公司科研设计所　陈根太

铅山县下湖铅锌矿的开发，是江西省对外经济技术重点合作项目之一，加快该矿区的开发，对于发展铅山县的经济建设有着重要的作用。

该矿系县办小型矿山，含硫较高。要求工艺流程简单、合理易行。为了回收银矿物和保护环境，不允许使用氰化物，尽量使用常用药剂。

参照我国铅锌多金属矿选矿工艺方面丰富的生产实践经验，试验采用优先—混合浮选流程，优先选铅后混选锌硫。采用无氰工艺。试验获得铅精矿品位60.28%，铅回收率88.70%，锌精矿品位41.37%，锌回收率79.01%，硫精矿品位34.81%，硫回收率73.63%的较好指标。铅精矿中含银1368克/吨，银回收率78.30%。

一、矿石性质

矿体产于中生代侏罗系下统一三迭系上统一套陆相碎屑岩建立的粉砂岩，含炭粉砂岩及顺层侵入的石英闪长岩中。矿体受NEE向层间构造破碎带及NNW和NEE向两组构造裂隙复合控制。

矿石自然类型有两种：一种角砾状石英、黄铁铅锌矿石。另一种似层状、浸染状黄铁矿、毒砂矿石。矿石结构有交代结构、粒状结构两种。

矿石构造为脉—细脉状及致密块状结构。矿石中主要金属矿物有黄铁矿、磁黄铁矿、磁铁矿、黄铜矿、毒砂、闪锌矿、方铅矿等。脉石矿物有石英（石英粉砂）、绢云母（水云母）、绿泥石等。方铅矿、闪锌矿似脉状分布在黄铁矿中，黄铁矿呈他形集合体，块状分布，交代了毒砂。毒砂自形晶，菱形切面，有包含黄铁矿的现象。

矿区内主要矿物成分见表1。

表1　矿石矿物成分

矿物 / 量级	金属矿物	脉石矿物
主要	方铅矿、磁黄铁矿、黄铁矿	石英、长石
次要	闪锌矿、毒砂	绢云母、绿泥石、方解石、萤石
少量	黄铜矿	辉石类、闪石类、绿帘石类等

矿石属原生硫化矿石，选矿试样采取后放置时间比较长，有一定氧化。

矿石多元素分析见表2。

表2　　化学多元素分析结果

项　目	Cu	S	Pb	Zn	As
含量（%）	0.0424	7.29	2.69	0.700	0.280
项　目	Al_2O_3	SiO_2	TFe	Ag(克/吨)	Au(克/吨)
含量（%）	10.50	58.48	9.00	64.44	0.077

二、选矿试验

1．工艺流程的制定。

原矿中有用矿物铅、锌、硫、银都有综合回收价值，因此选择以浮选为主的工艺流程。在我国铅锌多金属矿的选别实践中，多采用铅锌优先浮选流程，一般由铅浮选尾矿中选锌硫，采用全混合浮选流程的较少。故本试验采用优先浮铅，后锌硫混选再分离的工艺流程。同时也进行了重选及混选的工艺探索。

（1）重选探索试验。进行重选探索试验，目的是探索利用重选方法进行预选的可能性。将原矿分成－2＋0.074毫米和－0.074毫米两个粒级，分别进摇床选别，结果见表3。

表3　　重选探索试验结果（%）

产品名称	精矿产率	品位			回收率		
		Pb	Zn	S	Pb	Zn	S
－0.074毫米精矿	19.37	12.36	1.97	23.07	66.32	47.23	62.27
－2＋0.074毫米精矿	26.10	6.76	2.01	26.93	91.90	83.27	83.68

从结果看，＋0.074毫米级别回收较好。同时也说明，若采用重选方法（如重介质）作预选是有可能的。详细工作有待今后进行。

（2）混合浮选流程试验。为了考察使用混合浮选工艺流程的可能，进行了混合浮选探索试验，结果见表4。

表4　　混合浮选流程试验结果（%）

产品名称	产　率	品位			回收率		
		Pb	Zn	S	Pb	Zn	S
粗精矿	14.39	17.61	1.80	34.56	90.56	42.16	65.09
中　矿	4.61	2.06	1.96	19.02	3.39	14.72	11.48
尾　矿	81.00	0.209	0.327	2.21	6.05	43.12	23.43

从结果看，铅回收率较好，锌、硫回收率较差。综合考虑在生产实际中精矿脱药分离难

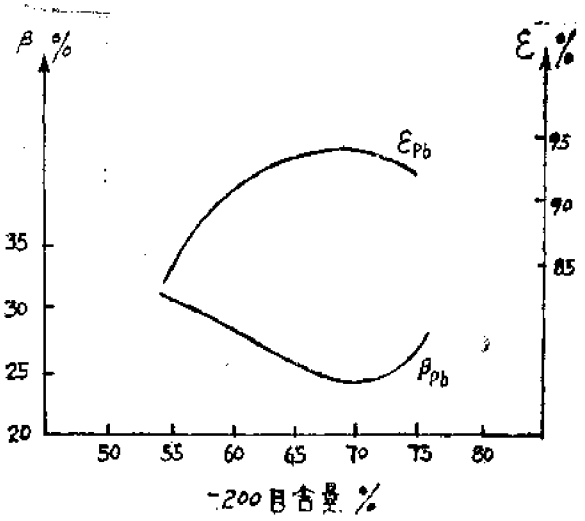


图1　磨矿细度与品位、回收率关系

表5　　磨矿细度试验结果（%）

试验条件	产物名称	产率	铅品位	铅回收率	备注
-200目 55%	精矿	4.79	40.02	79.11	精中矿累计 铅品位30.06% 回收率84.73%
	中矿	2.04	6.68	5.62	
	尾矿	93.17	0.397	15.27	
-200目 60%	精矿	6.64	35.78	87.96	精中矿累计 铅品位27.37% 回收率92.02%
	中矿	2.44	4.50	4.06	
	尾矿	90.92	0.237	7.98	
-200目 65%	精矿	7.54	33.39	90.63	精中矿累计 铅品位25.65% 回收率93.72%
	中矿	2.61	3.29	3.09	
	尾矿	89.85	0.194	6.28	
-200目 70%	精矿	8.27	30.97	91.03	精中矿累计 铅品位23.65% 回收率94.06%
	中矿	2.92	2.92	3.03	
	尾矿	88.81	0.188	5.94	
-200目 75%	精矿	6.99	35.03	87.70	精中矿累计 铅品位26.28% 回收率90.45%
	中矿	2.62	2.93	2.75	
	尾矿	90.39	0.295	9.55	

控制，小型选厂更难操作，故未进行更深的工作。

2．磨矿细度试验

近年来，在一些规模较大的选厂中，采用多段磨矿多段选别工艺逐渐增多。提高磨矿细度，对于提高银的回收指标是一项有效措施。但是在小型选矿厂中，采用多段磨矿多段选别工艺尚存在一些实际困难。下湖铅锌矿是个县办小型矿山，只宜采用工艺流程简单的一段磨矿工艺流程。

下湖铅锌矿铅与银结合紧密，锌含量不高，故磨矿细度只作铅粗、扫选试验。试验结果见表5和图1。

从结果看，铅的回收率随磨矿细度的增加而提高，磨矿细度以－200目70%较好，这种细度回收率高，粗精矿回收率91.03%，品位30.97%。从图1也可看出，当－200目70%时，精中矿累计回收率为94.06%，品位23.65%。

3．药剂的选择与使用。

药剂种类多，影响因素复杂，因此选择几种铅锌选矿厂中常用的捕收剂、抑制剂进行了一些试验。

（1）捕收剂试验。我国铅锌选矿厂中，丁基黄药、乙基黄药和丁基铵黑药是三种使用较多，效果较好的药剂。对这三种药剂在铅粗扫选工艺流程中作了对比试验，结果见表6。

试验结果说明，采用丁基黄药与丁基铵黑药混合用药效果较好。单独使用黄药，粗精矿中锌、硫含量高。单独使用丁基铵黑药，选矿回收率偏低。

表6　　捕收剂对比试验结果（%）

铅粗选药剂	产率	粗精矿品位			回收率		
		铅	锌	硫	铅	锌	硫
黄药（丁基：乙基＝1：1）	6.69	32.68	1.60	16.77	87.49	14.92	16.64
丁基铵黑药	4.75	31.32	1.52	10.73	65.98	11.04	7.90
丁基黄药：丁铵＝1：1	8.93	27.335	1.223	12.92	88.84	17.64	15.86

（2）抑制剂试验。在优先选铅流程中，我们作了单独使用硫酸锌、硫酸锌与亚硫酸钠、硫酸锌与氰化钾三组抑制剂对比试验，结果见表7。

表7　　抑制剂试验结果（%）

试验条件	产率	粗精矿品位			回收率		
		Pb	Zn	S	Pb	Zn	S
硫酸锌	8.93	27.335	1.223	12.92	88.84	17.64	15.86
硫酸锌加亚硫酸钠	8.03	30.689	1.457	14.67	90.69	18.34	18.17
硫酸锌加氰化钾	9.26	26.64	1.06	12.34	89.34	13.79	14.74

从三组试验结果看，其中两组混合使用抑制剂的效果比单独使用硫酸锌回收率有所提高。但考虑到对银的回收及环境保护，在小选厂生产现场增加药剂种类不但提高成本，同时给工艺操作也带来不便，故试验推荐使用硫酸锌一种抑制剂。

4．闭路试验。

闭路试验的流程见图2，结果见表8。

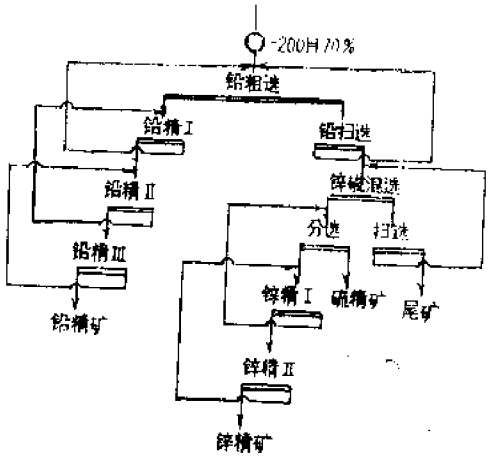


图2　选矿工艺流程

表8　　闭路试验结果（%）

产品名称	产率	品位				回收率			
		铅	锌	硫	银（克/吨）	铅	锌	硫	银
铅精矿	3.10	60.28	1.47	15.58	1368.0	88.70	8.37	7.62	73.30
锌精矿	1.04	2.851	41.373	29.382	41.711	1.41	79.01	4.82	0.80
硫精矿	13.40	0.834	0.217	34.81	58.00	5.31	5.34	73.63	14.35
尾　矿	82.46	0.117	0.048	1.070	4.3	7.28	7.28	13.93	6.66
原　矿	100.00	2.11	0.54	6.34	54.16	100.00	100.00	100.00	100.00

试验中药剂种类及用量见表9。

表9　　药剂种类及用量

药剂名称	用量（克/吨）	药剂名称	用量（克/吨）
石　灰	3400	丁基黄药	59
丁基铵黑药	19	硫酸锌	920
硫酸铜	150	松醇油	35

从闭路试验的结果看，铅的品位、回收率指标较好，银的回收情况也好。

三、结　　语

铅山县下湖铅锌矿选矿工艺方案的初步试验探讨结果表明，在小型铅锌选矿厂中，采用一段磨矿，无氰浮选的简单流程，也可达到较好的选别指标。

1．目前，多段磨矿多段选别和细磨矿是近年来我国铅锌选矿厂工艺流程变革的主要趋向。在小选厂，多段磨矿还存在一些实际困难。因此，适当细磨是小选厂提高工艺指标的一项有效措施。下湖铅锌矿石一次磨到－200目70%时，矿物已大部分解离，故未再进行多段磨矿的深入研究。

2．多种捕收剂的混合使用是减少药剂用量、改善工艺指标的重要措施。试验采用丁基铵黑药和丁基黄药混合使用作为铅的捕收剂优于单独使用一种药剂的指标。

3．试验采用无氰工艺，有利于贵金属的综合回收。银在铅精矿中回收78.30%，含量为1368克/吨。

4．试验采用铅锌优先浮选流程，优先选铅后锌硫混选分离。优先浮选工艺指标优于混合浮选。目前混合精矿脱药仍是个问题。故在一些新建小选厂中仍以优先流程为宜。

渣尔太群含碳铅锌矿选矿流程及选矿药剂

内蒙古冶金研究所　苏丽娜

内蒙地质实验测试中心　李铁军

含碳有色金属矿石的选矿工艺，一直是选矿技术工作者研究和探索的课题之一。在这类矿石的选矿过程中，由于碳质的影响使选矿工艺流程复杂化和药剂选择多样化。目前，对于含碳有色金属矿基本上是在含碳量低对选矿过程影响不严重的情况下被利用的。而对于含碳量高对选矿过程影响严重的矿床仍处于研究和探索阶段。目前随着研究的深入进行，这类矿石的选矿工艺逐渐趋于成熟。本文对内蒙古中西部特大含碳有色金属成矿带渣尔太群几个含碳铅锌矿床的选矿试验进行了综合分析，认为对该矿带的选矿流程基本趋于采用优先浮选和等可浮浮选两种流程，采用的选矿药剂是以铁铬木质素及羧甲基纤维素为碳质抑制剂，黄药类及二乙基二硫代氨基甲酸钠（SN—9号）等为捕收剂，配以甲酚、松醇油为起泡剂来保证选矿过程正常进行。

一、渣尔太群含碳有色金属矿床成因及矿石特点

内蒙古渣尔太群含碳有色金属成矿带是一个特大型的有色金属成矿群。较大的矿区有东升庙、甲生盘、霍囤气、炭窑口等。该成矿群的矿床以层控沉积——变质型为主，赋存的主要有用元素有：Cu、Pb、Zn、S以及Ag、Co、Cd等。矿体与炭质板岩、石英岩、炭质条带状、泥炭质白云岩、白云岩及灰岩关系密切。其矿石特点是有用矿物的嵌布粒度细、碳质含

量高以及伴生的脉石矿物在选矿加工过程易过粉碎产生泥质等特点。主要的金属矿物有：磁黄铁矿、黄铁矿、黄铜矿、方铅矿、（铁）闪锌矿等。脉石矿物有：碳质物、白云石、辉石、闪石、绢云母、绿泥石、石墨等。

二、选矿流程

1．碳质的处理方式。

碳质在破碎与磨矿过程中易于粉碎泥化，影响选矿过程的正常进行，增加了这类矿石的选矿难度。在各个矿区中碳质物的易浮性差异很大，有的加入脂肪烃类捕收剂即可很好地上浮，而大多数矿石中加入这类药剂碳质物只能部分上浮，难以浮起的那部分将会对铅、锌的选别回路产生严重的影响，使选别过程难以正常进行。消除碳质对选矿过程影响的方法有：(1) 选择适合的抑制剂；从选矿研究成果来看，采用预先脱碳来消除碳质的影响，会造成金属在碳质产品中的流失，影响最终的选别指标。表1为脱碳产品中金属的损失率。而加入高效的碳质抑制剂，抑碳于尾矿之中，即能保证选别过程的正常进行，也能减少金属损失率。

表1　　脱碳产品中金属的损失率(%)

矿区名称	脱碳药剂	原矿含碳量	碳质产品中金属含量		碳质产品中金属损失率	
			Pb	Zn	Pb	Zn
东升庙低品位多金属矿体	煤油	5.16	0.75	1.09	28.83	11.13
甲生盘高硫多金属矿体	松醇油	4.99	1.21	2.86	9.72	4.61

从各矿区试验结果看碳质的抑制剂有：铁铬木质素、羧甲基纤维素；另外，淀粉、水玻璃与金属盐类等亦可作为碳质的抑制剂，但效果不如铁铬木质素、羧甲基纤维素。(2) 等可浮流程：由于碳质可浮性的差异，采用先浮出易浮的碳质，然后使与金属矿物可浮性相近的碳质与金属矿物一起上浮，对这部分混合产品根据性质分别采用脱碳、抑碳的方式来获取合格的金属产品。表2为几个矿区含碳有色金属矿石的选矿指标。

2．选矿流程的选择。

应用于含碳铅锌矿的选矿流程有：优先浮选流程和等可浮浮选流程。东升庙低品位多金属矿体在选矿试验中采用了混合浮选与优先浮选的比较，其结果是优先浮选优于混合浮选。在混合浮选中，铅锌混合产品铅、锌分离困难，难以得到满意的产品。表3为混合浮选与优先浮选流程的结果比较。等可浮选别流程是根据碳质物可浮性的差异，首先浮去易浮的碳质物，在以后的回路中分别处理与金属矿物等可浮的碳质，从而保证浮选过程顺利进行。这种流程减少了碳质的干扰，有利于提高铅锌产品的质量。例如甲生盘高硫多金属矿体采用优先浮选时的指标：铅精矿品位7.44%，回收率20.91%；锌精矿品位39.46%，回收率45.62%；而采用等可浮选别流程其指标：铅精矿品位42.02%，回收率27.12%；锌精矿品位38.21%，回收率48.84%。

表2　　碳的处理方式及选矿指标（%）

矿区名称	碳的处理方式	选矿试验指标
东升庙低品位多金属矿体	抑碳 优先浮选	原矿品位：碳5.16　铅0.43　锌1.43 铅精矿：品位49.80　回收率63.71 锌精矿：品位43.96　回收率76.38
东升庙含铜多金属矿体	抑碳—铜铅混合浮选	原矿品位：碳2.53　铜0.85　铅0.39　锌2.59硫14.23 铜精矿：品位22.03　回收率83.20 铅精矿：品位54.75　回收率31.19 锌精矿：品位44.70　回收率83.38 硫精矿：品位35.14　回收率63.48
东升庙高硫多金属矿体	抑碳—优先浮选	原矿品位：碳3.43　铅0.85　锌4.64　硫20.73 铅精矿：品位50.57　回收率83.69 锌精矿：品位41.83　回收率88.69 硫精矿：品位40.66　回收率65.07
甲生盘高硫多金属矿体	等可浮	原矿品位：碳4.49　铅0.68　锌3.42　硫20.66 铅精矿：品位55.98　回收率56.31 锌精矿：品位43.71　回收率83.14 硫精矿：品位36.19　回收率76.82
甲生盘高硫多金属矿体	抑碳——优先浮选	原矿品位：碳4.7　铅0.72　锌3.40　硫23.85 铅精矿：品位42.02　回收率30.82 锌精矿：品位42.59　回收率68.85 硫精矿：品位36.41　回收率78.00

表3　　东升庙低品位多金属矿体混合浮选与优先浮选结果比较（%）

方法	混合浮选				优先浮选			
产品名称	精矿		尾矿		精矿		尾矿	
	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
品　位	11.26	10.33	0.20	0.63	56.17	46.05	0.11	0.24
回收率	30.21	21.31	48.98	40.96	42.77	59.63	27.39	15.75

三、选 矿 药 剂

1。碳质抑制剂。

采用抑碳的选别流程，必须找到高效、低价、来源广的碳质抑制剂。铁铬木质素、羧甲基纤维素、淀粉、水玻璃和金属盐类对碳质都有抑制作用。选矿试验结果表明，铁铬木质素与羧甲基纤维素效果较好，而前者效果优于后者，表4为它们作为碳质抑制剂的试验结果。铁铬木质素在碱性介质中作用效果好，pH值控制在11—12之间效果最好，在浮选过程中，加入酸性调整剂会降低其抑制性能，这时加入水玻璃强化抑制作用效果很好。铁铬木质素作为碳质抑制剂时由于其成分复杂，在一定程度上对金属矿物有抑制作用，用量大时这种作用是不容忽视的。表5为铁铬木质素对金属矿物所表现出抑制作用的试验结果。

2。捕收剂。

在含碳铅锌矿中使用硫氮九号作为铅矿物的捕收剂对高硫含碳铅锌矿的选别起到好的作用。在有铜矿物存在时附加Z—200捕收剂使铜铅混合精矿的品位和回收率都有提高。例如在东升庙含铜多金属矿体选别试验中单独用硫氮九号为捕收剂其铜铅混合精矿铜品位14.01

表4　　铁铬木质素与羧甲基纤维素试验结果（%）

矿区名称	项目	羧甲基纤维素			铁铬木质素		
东升庙高硫多金属矿体	铅精矿	Pb	Zn	S	Pb	Zn	S
	品位	19.31	8.06	—	25.81	7.82	—
	回收率	80.99	6.33	—	80.42	4.86	—
甲生盘高硫多金属矿体	产品名称	铅精矿	锌精矿	硫精矿	铅精矿	锌精矿	硫精矿
	品位	38.34	40.86	34.91	42.02	42.56	36.41
	回收率	29.64	63.44	71.85	30.82	68.85	78.00

表5　　铁铬木质素对金属矿物的抑制作用

铁铬木质素用量（克/吨）	东升庙含铜多金属矿体				东升庙高硫多金属矿体		
	尾矿品位（%）		尾矿中金属回收率（%）		铁铬木质素用量（克/吨）	尾矿中铅品位（%）	尾矿中铅回收率（%）
	Cu	Pb	Cu	Pb			
0	0.15	0.08	16.39	19.60	100	0.11	12.32
200	0.15	0.10	18.58	25.77	200	0.12	13.41
400	0.24	0.13	27.65	31.79	300	0.15	17.18
600	0.49	0.20	54.93	51.36	400	0.16	17.35

%，回收率72.14%，加入Z—200以后铜品位为16.34%，回收率为75.24%。丁基黄药和乙基黄药混合使用作为锌、硫矿物的捕收剂效果很好，而作为铅的捕收剂效果不如硫氮九号。黑药类捕收剂应用于含碳铅锌矿其选别效果差，这可能是这类捕收剂对碳有较强的捕收性，导致碳质上浮所致。东升庙高硫多金属矿体各类捕收剂对铅矿物的选矿结果见表6。

表6　　东升庙高硫多金属矿体各类捕收剂对铅矿物的选矿结果(%)

药　剂	品　位	回收率
硫氮九号	25.81	80.42
乙基黄药与丁基黄药混用	22.27	69.96
丁基铵黑药与丁基黄药、乙基黄药混用	16.27	54.41

四、结　　语

含碳铅锌矿由于碳质的存在增加了选矿难度。从内蒙古查尔太群甲生盘、东升庙含碳多金属硫化矿的研究成果可以看出，用抑碳优先浮选和等可浮选别的流程能获得较好的选别指标。碳质的抑制剂以铁铬木质素为好。

氧化铅锌矿石的浮选试验研究

西北有色金属地质研究所　邵明武

一、国内外氧化铅锌矿石的选别技术概况

目前国内外选别氧化铅锌矿石通常采用浮选法，只有矿物嵌布粒度较粗时，才使用重选法予以回收。浮选法回收氧化铅锌矿物所采用的工艺流程常常是先浮选铅后浮选锌，而选铅时多为硫氧混选，选锌时则是硫氧分选。

最常见的氧化铅矿物为白铅矿，该矿物易被硫化钠硫化，硫化后使白铅矿表面具有近似方铅矿一样的物化性质，增强其疏水性，提高了可浮性，但过量的硫化钠也会抑制铅矿物。

主要的氧化锌矿物为菱锌矿和异极矿。目前氧化锌矿石浮选工艺流程方案主要有三种：(1)硫化—黄药浮选法。(2) 脂肪酸浮选法。(3) 硫化--胺浮选法。此外，有资料介绍可用两性捕收剂AE—12同水解聚丙烯腈浮选氧化锌矿石。采用脂肪酸法虽然容易将氧化锌矿物浮起，但无法同碳酸盐脉石分离，因而不能应用到工业上去。硫化—黄药法，一般需加温硫化，将矿浆加温至60～70℃，然后用硫化钠硫化氧化锌矿物，并加硫酸铜活化被硫化的氧化锌矿物，最后加黄药浮选。如果在常温下硫化，则硫化锌形成胶体沉淀，不易固着在氧化锌矿物表面，硫化后的菱锌矿表面仍然是亲水性的，所以必须用铜离子活化。硫化—黄药浮选法处理氧化锌矿石是比较陈旧的方法。硫化—胺浮选法，该工艺方案的优点是药剂选择性较好，经济效益高。尤其是十八碳胺和混合胺的研制成功并批量生产，使得我国大多数氧化锌矿石的捕收剂应用混合胺。用阳离子捕收剂浮选氧化锌矿物的特点是浮选前仍需加硫化剂，而且过量的硫化钠不会起抑制作用，不需有一定的搅拌时间就可以添加捕收剂浮选，可节省搅拌设备。硫化钠既是硫化剂也是调整剂，因它可调整矿浆pH值，浮选氧化锌矿物最适宜的矿浆pH值为10.5～11，即使超过这个值对选别指标影响也不大。

胺类捕收剂与矿物表面作用的机理至今研究不充分，但大多数学者认为：胺类捕收剂的捕收作用是胺在水中解离为胺的阳离子与矿物表面双电层外层阳离子所进行的二次交换吸附而固着于矿物表面双电层中。也有人认为：当用铵盐浮选菱锌矿时，必须在高pH(pH = 11) 矿浆中进行，胺对菱锌矿物的捕收作用可能是由于胺分子的吸附而引起的。因为在高pH值下，胺或铵盐均不可能解离出大量的铵离子。在高pH值下，保证RNH_2的生成，RNH_2分子中氮上的孤对电子与Zn^{2+}氧化矿物结晶格子的金属离子生成络合物，而将胺分子固着在矿粒上面，R基向外使矿物疏水而易上浮。

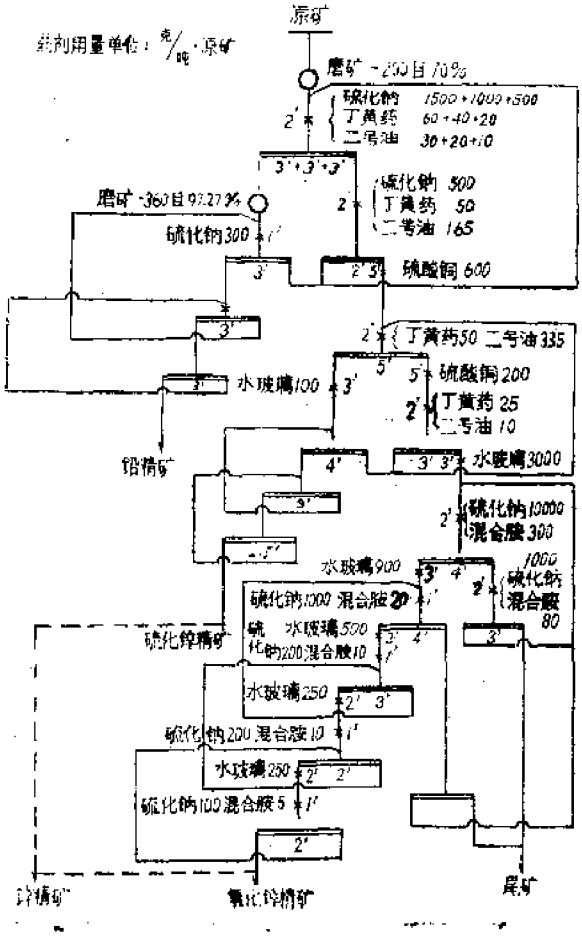
氧化铅锌矿石种类繁多，矿物组成和结构构造复杂，不同矿区的同种氧化铅锌矿物可浮性不尽相同。因此在制定工艺流程和药剂制度时应和矿石性质相适应。

氧化铅锌矿石的选别除了在试验室进行研究外，国内外已有选矿厂处理这类矿石。如美国的达尔文选厂处理的氧化铅矿石。铅矿物有白铅矿、铅矾、铅铁矾、方铅矿，并有大量的银；脉石矿物有氧化铁、粘土、碧石、石膏、方解石、水云母和石英等。原矿含铅为7%，

回收率可达87%。如意大利的哥诺选厂，矿石中的铅锌矿物大部分已氧化。主要锌矿物为菱锌矿、异极矿、闪锌矿；铅矿物为白铅矿和含银方铅矿；脉石矿物有石英、重晶石、方解石和少量萤石。并且有黄铁矿、黄铜矿伴生。原矿含锌为9%，其中6.5%为氧化锌。含铅仅1%，其中0.7%为氧化铅。选别指标：铅精矿含铅60%，回收率为79.5%；硫化锌精矿含锌59.6%，氧化锌精矿含锌38.9%，锌总回收率为79.74%。国内的一些生产现厂和科研单位把提高氧化铅锌矿石的选别指标作为研究方向，近年来取得了新的进展。如广西泗顶铅锌矿用混合胺作为氧化锌矿物的捕收剂应用于生产中，已获如下指标：氧化锌精矿含锌28～36%，对生产原矿石可提高锌回收率8%左右，每年多回收锌金属800余吨。又如云南会泽山厂脉矿和砂矿都是深度氧化、性质复杂的难选氧化铅锌矿石。氧化铅矿物采用硫化钠硫化，高级黄药浮选的方法。铅精矿含铅大于40%，回收率为65～70%。氧化锌矿物浮选采用胺法。不脱泥，硫化钠用量为6～8公斤/吨，混合胺用量为400～700克/吨，辛黄药用量为100克/吨。获得锌精矿含锌为35～38%，回收率为50～65%。

二、对某矿区氧化铅锌矿进行的浮选试验研究

1．原矿性质。试样系一高氧化率铅锌矿石。铅的氧化率为69.36%；锌的氧化率为70.13%。矿石中主要金属矿物有方铅矿、白铅矿、闪锌矿、菱锌矿、褐铁矿、黄铁矿、黄



某矿区氧化铅锌矿石闭路试验流程

铜矿、黝铜矿、辉银矿、自然银等。非金属矿物有铁方解石、石英、绢云母、有机炭、石墨等。原矿石中铅锌品位分别为1.83%和9.45%。其它成分甚微，无回收价值。

2. 选别工艺。原则流程为硫化铅矿物和氧化铅矿物优先混浮，然后浮硫化锌矿物，最后浮选氧化锌矿物。试验工艺流程及药剂制度详见图1。

3. 选别结果。详见表1。

表1　　选 别 结 果 (%)

产品名称	产 率	品 位		回 收 率	
		Pb	Zn	Pb	Zn
铅精矿	2.27	52.27	4.94	65.09	1.19
锌精矿	12.23	0.91	41.32	6.09	53.47
尾 矿	85.50	0.62	5.01	28.82	45.34
原 矿	100.00	1.83	9.45	100.00	100.00

三、结　　语

1. 试验证明白铅矿经硫化处理后，表面变黑，形成类似硫化矿的表面，具有良好的疏水性。其反应方程如下

$$PbCO_3 \rfloor PbCO_3 + Na_2S = PbCO_3 \rfloor PbS + 2Na_2CO_3$$

根据试验计算，硫化膜厚度约为十几层才能保证捕收剂用量最低。硫化钠浓度过高在溶液中易形成胶质硫化铅，即硫化钠过量反而抑制铅矿物，因而硫化钠必须分批添加。这样有以下优点：①避免局部浓度过高，生成胶质硫化铅，降低可浮性。②避免硫化钠在较长时间的矿浆搅拌中与氧作用生成SO_3^{2-}及SO_4^{2-}而失效。③分批硫化分批浮选，减少矿泥上浮量，可提高铅精矿质量。分批加药的优越性由试验结果表2可证实。

2. 氧化铅锌矿石中常含大量矿泥。粗选时为了提高铅锌的回收率，矿泥也大量浮入粗

表2　　硫化钠加药方式对选别指标的影响 (%)

加药方式	产品名称	产 率	铅 品 位	铅回收率
硫化钠分批添加	铅精矿	2.31	53.49	70.87
	尾 矿	97.69	0.52	29.13
	原 矿	100.00	1.74	100.00
硫化钠集中添加	铅精矿	2.35	39.39	54.09
	尾 矿	97.65	0.81	45.91
	原 矿	100.00	1.71	100.00

精矿中；精选时，又有相当数量的矿泥从泡沫上脱落而进入精选尾矿，并随精尾返回粗选作业，使整个浮选过程恶化。矿泥吸附大量药剂，同时矿泥粘附在铅锌矿物表面，降低药剂的选择性，妨障粗粒矿物上浮，使选别指标不高。解决矿泥的影响，可采取如下措施：①预先脱泥。但有时矿泥中的铅锌含量较高，会造成金属损失。②添加适当的调整剂来减弱矿泥的影响，如添加适量的水玻璃分散矿泥，从而提高精矿品位和回收率。当矿浆中可溶性钙镁离子多时加入苏打比较有效。③改变流程结构，使大量矿泥作为尾矿及时排出。

东川高锌低铅混合氧化铅锌矿石浮选工艺特点

东川矿务局科研所　王德华

云南省东川不仅是我国的主要产铜基地，而且有着丰富的铅锌源资。据目前掌握的地质资料，初步查明东川矿区的铅锌分布于三个矿带中的18个矿点，地质储量为42.3万吨。其中铅金属量7995吨，锌金属量63440吨。

矿石中除铅锌矿石外，还含有一定数量的银、镉、硫等有价组分。因此，开发东川矿区铅锌矿对于发展多种经营，搞活企业具有重大的现实意义。

根据我局的“七五”规划，我所近年来对东川矿区三个矿带各矿石及组合矿样进行了大量的试验研究工作。

一、矿石性质

1．矿物种类及主要矿物含量。

东川裂隙型混合铅锌矿是一种以锌为主的混合氧化铅锌矿。铅矿物有方铅矿、白铅矿、矾铅锌矿。锌矿物有闪锌矿、异极矿、硅锌矿、菱锌矿。铜矿物有黄铜矿、辉铜矿、铜蓝、孔雀石。铁矿物有黄铁矿、褐铁矿。

表1　主要矿物的相对含量（%）

矿物种类	铅矿物			锌矿物				铁矿物		铜矿物				脉石矿物		
	方铅矿	白铅矿	矾铅锌矿	闪锌矿	异极锌矿	硅锌矿	菱锌矿	黄铁矿	褐铁矿	黄铜矿	辉铜矿	硅铜蓝	孔雀石	白云石	方解石	石英
含量	0.5	1.0	微	12	41	0.5	0.5	少许	少许	微	微	微	微	20	19	4

脉石矿物以白云石、石英为主，方解石次之，还有铁染的白云石及方解石。

2。主要金属矿物的镶嵌关系描述。

在锌矿物中占很大部分的异极矿及少量的硅锌矿和菱锌矿都是闪锌矿氧化后生成的表生矿物，因此异极矿多呈现在闪锌矿的边缘，或为闪锌矿的氧化周边。

锌矿物中占主要成分的异极矿多数为不等粒状集合体，集合体大小不一，从0.09～0.005毫米，但大多数为0.06毫米。

铅矿物中的方铅矿多呈粒状或颗粒状集合体，最大粒级约为0.07毫米，一般粒级约0.02～0.03毫米。

3。物相分析结果。

表2　　物相分析结果（%）

项目	硫化铅	氧化铅	各相和	硫化锌	氧化锌	各相和
含量	0.71	0.66	1.37	10.60	20.31	30.91
分布	51.82	48.18	100	34.29	65.71	100

4。矿物的主要特征。

（1）东川氧化铅锌矿石是以氧化锌为主的矿石，锌矿石氧化率为65.71%，其中异极矿（$H_2Zn_2SiO_5$）约占76%。

（2）从物相分析结果可以看出，东川铅锌矿的重要特点之一，铅低锌高，铅：锌＝1：23。远远超出国内外所有铅锌选厂生产矿石的铅锌比（国内一般铅比锌约为1：2.5，国外一般为1：1），造成铅锌分离困难，很难得到合格的铅精矿。

（3）试料中硫化锌及氧化锌矿物嵌布粒度粗细不匀，但易解离呈单体，属较易选矿物。铅矿物量不多，除方铅矿粒度较粗易选外，白铅矿和钒铅锌矿粒度细，属于不易单体解离的难选矿石。

（4）试料中尚有少许铜金属，没有回收价值；银含量为48.21克/吨，是主要的有价组分。

二、试料流程方案的选择

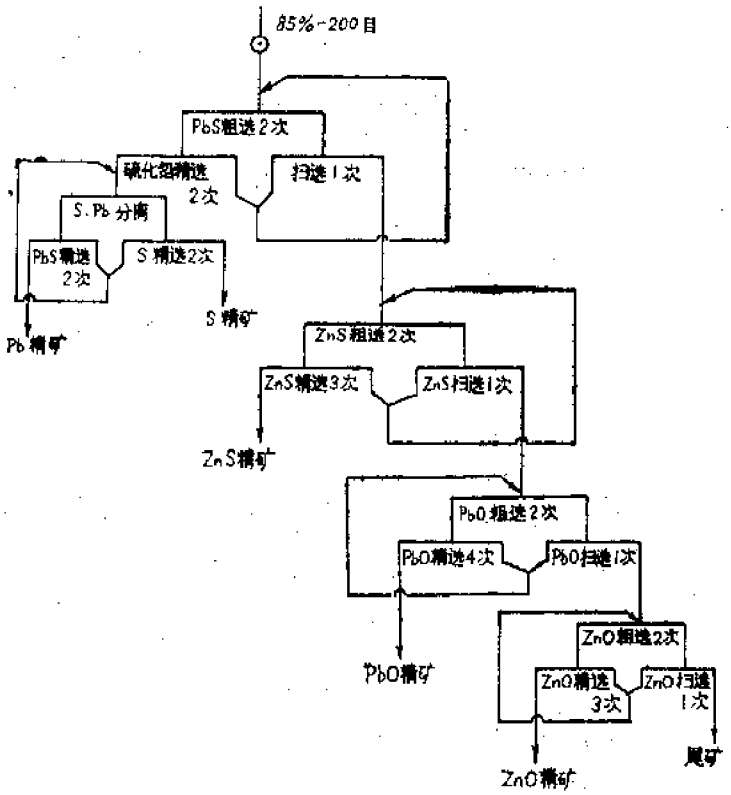
针对东川氧化混合铅锌矿石的上述特点，参照国内外同类矿石的浮选工艺流程和过去所作的试验，我们作了“先硫后氧”及“硫氧混选”两种优先浮选工艺流程试验。试验结果证明，先硫后氧的优先浮选流程比较适合该矿石的选别。其特点是（1）该流程适应性比较强，能适应各种氧化率的铅锌矿石。（2）根据各种矿物的可浮性差异采取先易后难的方针，避免了选别硫化锌时硫化钠的干扰，使硫化锌不受二次抑制，从而提高硫化锌的精矿品位及回收率。并能节省活化剂硫酸铜的用量。（3）氧化铅浮选在硫化锌之后，硫化锌在氧化铅浮选中不参与循环，使氧化铅浮选时间增长，容易调整氧化铅的药剂制度，提高氧化铅的回收率及降低铅精矿中锌的含量。并且降低了选别氧化锌时硫化钠的用量。

因此，我们选择先选硫化矿物，后选氧化矿物的优先浮选流程。结果见表3，流程见图。

表3　　两种流程闭路试验结果（%）

流程	产品名称	产率	品位			回收率		
			Pb	Zn	S	Pb	Zn	S
先硫后氧	铅精矿	1.42	57.72	8.27	9.35	68.30	0.37	2.27
	锌精矿	58.55	0.26	48.60	9.30	15.10	89.62	93.05
	硫精矿	0.57	6.75	15.31	23.84	3.20	0.27	2.32
	尾　矿	39.46	0.42	7.85	0.37	13.40	9.74	2.36
	原　矿	100.00	1.20	31.75	5.85	100.00	100.00	100.00
硫氧混选	铅精矿	0.98	56.55	9.51	11.76	56.55	0.30	2.02
	锌精矿	58.86	0.35	48.74	8.79	21.17	93.97	91.31
	硫精矿	1.28	8.27	23.38	23.50	10.80	0.98	5.30
	尾　矿	38.88	0.32	3.78	0.37	11.48	4.75	1.36
	原　矿	100.00	0.98	30.53	5.67	100.00	100.00	100.00

由表3试验结果表明“先硫后氧”与“硫氧混选”的流程相比较，“先硫后氧”流程优于“硫氧混选”流程，其中铅精矿品位提高1.17%，回收率提高11.75%，而含锌量降低1.24%（由9.51%降至8.27%）。



建议的先硫后氧流程

三、硫化铅的选别条件及铅硫分离

由于该矿石属于低铅高锌矿石，铅锌比为1:23，远远超出国内外所有铅锌选厂生产矿石的铅锌比（国内一般铅锌比约为1:2.5，国外一般为1:1），而且铅锌矿石中含有少量的黄铁矿，由于该试验采用无氰工艺浮选，所以使铅同等可浮性的硫化锌及黄铁矿大量上浮，使铅循环条件复杂化，致使不能得到含锌小于6%的合格铅精矿。因此，降低铅精矿中锌的含量是今后值得研究的课题。

浮选硫化铅的药剂制度：

（1）硫化钠、硫酸锌与亚硫酸钠同时添加在磨矿机中，效果较好，有助于铅矿物的浮选。

（2）4号油（丁醚油）对东川氧化混合铅锌矿铅的浮选是一种良好的起泡剂。它不仅选择性好，而且浮游速度快。

（3）在硫化铅一精选中加活性炭，能脱去过剩的药剂，提高铅精矿的质量。

四、硫化锌的选别条件

为了获得优质硫化锌精矿，根据该矿石脉石成分以碳酸盐为主，硅酸盐次之，参考我们过去所做试验，选用腐殖酸钠作为抑制剂，可获得比较满意的指标，精矿品位可达61%。

添加腐殖酸钠主要有两个方面的作用：①作为脉石抑制剂，②作为铅矿物的抑制剂可降低锌精矿中的含铅量。但用量不宜过大，过大会影响硫化锌精矿的回收率。

五、氧化铅循环浮选条件

该试验采用了硫化后用黄药浮选的常用方法选别氧化铅矿石。采用硫化钠作硫化剂，由于硫化过程是浮选指标好坏的关键，因此硫化钠的添加方式、搅拌时间及用量等都是值得注意的问题。试验证明①该矿石硫化钠的用量一般为1500～2000克/吨为宜，超出此范围，白铅矿将受到抑制，因此要严格控制用量。②硫化钠分段添加比集中添加好。③搅拌时间以5～6分钟为宜。

捕收剂以丁基黄药：胺黄药为1:1混用效果为佳。因丁基黄药捕收力强，胺黄药选择性好，混用后各取所长，有利于提高分选指标。

六、氧化锌循环浮选条件

由于该矿石是以氧化锌为主，氧化率为65.71%，其中异极矿约占76%，因此异极矿的选别条件是提高氧化锌指标的关键。

我们采用了雷法浮选，即用硫化钠活化氧化锌矿物，再用胺类阳离子捕收剂（十八碳胺）浮选。

试验中曾用过几种捕收剂（如黄药、煤油、醚胺等）其结果都不太理想。用胺盐与硫化钠配成乳化液的效果也不佳。

试验结果表明：采用以硫化钠为主，联合使用碳酸钠、水玻璃，可以建立一种新的浮选

体系，即提供矿浆最佳分散，又能提高胺的选择捕收作用，实现了不脱泥直接浮选氧化锌。

七、结　　语

1．东川矿区铅锌矿石的特点是以锌为主的高锌低铅混合氧化矿。

由试验证明，对该矿石采用“先硫后氧”的无氰浮选工艺流程进行选别较为合理。能得到铅精矿铅品位57.72%，回收率68.30%；锌精矿锌品位48.60%，回收率89.62%的浮选指标。

2．试验证明：4号油（丁醚油）是铅浮选的一种良好的起泡剂，它不仅选择性好，而且大大加快了铅的浮选速度。

腐殖酸钠在硫化锌的选别时作为抑制剂添加，不仅抑制了脉石矿物，而且降低了硫化锌精矿中铅的含量。

3．对该矿石采用雷法浮选氧化锌矿石，即先用硫化钠硫化氧化锌后用胺类阳离子捕收剂（十八碳胺）浮选，取得了氧化锌精矿品位42.60%，回收率54.05%的浮选指标。

4．该矿石中氧化锌矿石以异极矿为主，约占76%，因此，氧化锌矿石的选别关键决定于异极矿的选别。异极矿的选别是以后研究的重点。

5．试验所用的药剂种类较多、耗量大，需今后在试验及生产中进行研究。

厂坝铅锌矿的废水治理

西北矿冶研究院　　杜　军

一、前　　言

厂坝铅锌矿是我国重点建设的大型矿山，一期工程已建成日采、选千吨矿石的厂矿，最终该矿将建成日采、选4000吨以上矿石的企业。由于厂坝铅锌矿的开发建设，每天有近2000吨的生活污水，上万吨的矿坑、废石场雨淋废水和上万吨选矿废水产生。厂坝铅锌矿位于秦岭山系中高山地区，嘉陵江支流——东河由矿区西侧穿过。矿区废水若不加治理就排入东河，势必造成天然水体的严重污染，而东河又是沿岸数万人畜的天然水源，大量废水注入将直接危害人群身体健康、威胁牲畜的生存；另一方面矿区用水还依赖于天然的东河水资源，在枯水期的冬季还存在水资源短缺的危险，所以厂坝铅锌矿的建设如何处置和利用好大量的废水是企业非常重大的问题之一。

我国是发展中的国家，工农业正蓬勃发展，人们的生活水平也随之上升，人民对环境质量的要求也越来越高，无疑用水量巨增，对水质的要求更高。我国又是人均水资源不丰富的

国家之一，人们所占有的径流量仅为世界人均的1/4，所以研究如何利用好有限的水资源已势在必行。防治污染、保护环境已是我国的基本国策，所以尽可能提高工业用水的循环利用率，把污水开发作为第二水源，也已成为我国城乡和工矿企业的重要任务之一，厂坝铅锌矿决不能例外。

本文重点介绍了厂坝铅锌矿，在建设前期为治理矿坑和选矿等废水而开展的扩大试验研究工作与结果。试验研究的结果证明，不同废水分别采用石灰中和、混凝沉降、氧化分解等不同方法处理，处理后的废水完全可以达到循环使用及排放的要求。

二、生活污水处理

厂坝铅锌矿是一新兴的企业，矿区已形成了一座新的村镇，预计这座新村镇每日将排出生活污水近2000吨。生活污水中“SS”、COD_{Cr}、BOD_5、TOC、DO及细菌总数等均达不到排放要求，所以不能直接排入东河水体，必须处理后才能排放。

城市生活污水的处理，已有成熟可供套用的生产工艺和技术，因此不用开展试验研究工作。城镇生活污水处理的实践证明，生化法处理生活污水有方法简单、可靠与处理费用低等优点，是城市广为采用的污水处理方法。厂坝铅锌矿区已建成日处理2000吨生活污水的生物滤塔处理装置，其原则工艺流程为：

生活污水⟶格栅⟶初沉池⟶生物滤塔⟶二沉池⟶液氯消毒⟶排放

三、矿山废水处理

1．概况和水质。

厂坝铅锌矿有贮藏十分丰富的硫化铅、锌和铁矿石，还有可观的铅锌氧化矿石。矿区雨水和地下水都很丰富，平均气温也较高，矿石与废石在空气、阳光、细菌、雨水和地下水的浸泡与物理、化学及生物等作用下，将产生含重金属离子的酸性矿山废水。矿山已有开采中的小矿坑（厂坝初期露天开采今后深部的可能采用井下开采）已有大量的矿坑废水外溢；即将形成的露天采场和废石场的雨淋废水，采矿作业产生的其它废水统称为矿山废水。经较长时期的矿坑废水水质考察，可将其废水水质归纳为如表1所列的丰水期和枯水期两种典型的水质。

表1　　矿坑废水水质（毫升/克）

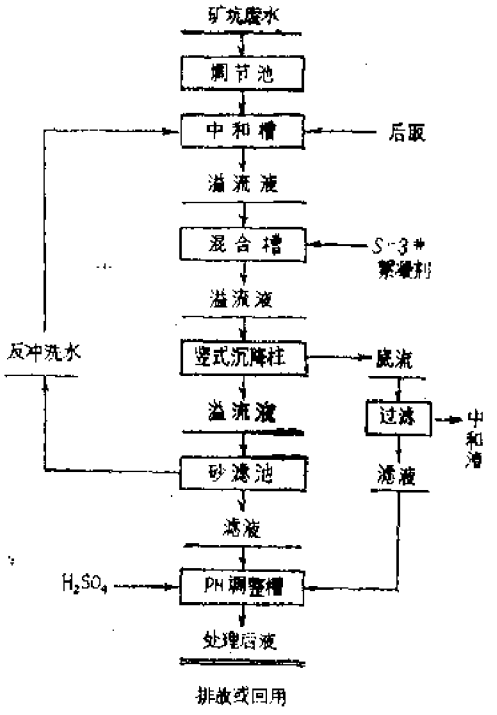
废水名称	pH	SS	Zn	Cd	Pb	Hg	Fe	As	CoDcr
丰水期	7.5	1680	60	2	0.8	<0.001	8.1	<0.04	7.2
枯水期	3.5	250	630	28	5	<0.001	0.2	0.05	1.5

由表1可见：在两种典型废水中的锌和镉都大大超过排放标准，尤其是枯水期废水呈酸性，铅又超标。矿坑废水即不能作为选矿用水，也不能直接排放，需要处理。废水中的有价金属还应尽可能作为资源回收利用，尤其是枯水期大量的锌和镉综合利用的价值更为明显。

2．工艺和结果。

含重金属离子的废水用石灰法处理，在国内外至今仍然是最广泛应用的方法，这不仅因为该方法对重金属有很高的去除率，而且还有废水处理费用低等突出优点。采用石灰中和法处理矿坑废水只要控制好加入石灰的量以达到一定的pH值，再加入适量的助凝剂（固体聚丙烯酰胺S—3*的溶液），配上有效的固液分离构筑物或装置，处理后的废水可确保达到排放标准及复用的要求。

厂坝矿坑废水处理的扩大试验工艺流程见图，结果见表2。



矿坑废水处理扩大试验工艺流程

表2　　废水处理结果（毫克/升）

名　　称	pH	Zn	Cd	Pb	Cu	Ca
丰水期废水	7.5	61.4	2.26	1.5	0.30	50
处理后水	6～9	0.15	0.004	0.026	0.017	67
中和渣		11.0(%)	0.39(%)	0.33(%)	0.06(%)	10.7(%)
枯水期废水	3.5	607	26.5	3.52	1.19	62
处理后水	6～9	0.30	0.05	0.25	0.017	457
中和渣		42.6(%)	1.78(%)	0.31(%)	0.11(%)	3.57(%)

矿坑废水采用石灰法处理的结果（见表2）表明：无论是丰水期或枯水期的废水，处理后水质均可达排放要求，当然也可供选矿使用；中和渣可用酸（硫酸）进行湿法处理将其中的锌和镉转变成化工产品或金属回收利用，使有价资源充分回收利用，又无二次污染产生，并

取得一定经济效益。尤其是枯水期废水处理后所得中和渣直接即可作锌精矿出售。厂坝矿坑废水用石灰法处理后既防治了污染、保护了环境，又回收了有价金属并可获得一定经济效益。

四、选矿废水治理

1．概况。

厂坝铅锌矿选矿废水以下述三种形式出现：选矿厂碎矿、磨浮和脱水车间的设备冷却水及地面冲洗水；硫化矿和氧化矿选矿的精矿、尾矿浓密溢流水；尾矿库的尾矿废水，总水量每天超过1.5万吨。选矿废水除部分尾矿废水经进一步处理达标排放外，其余以达到不富集有害成分影响选矿指标为目的，分别进行处理后循环使用。

2．含油废水处理。

选厂碎矿、磨浮和脱水车间等的设备冷却和地面冲洗水，其水质见表3。

表3　　设备冷却与地面冲洗水水质（毫克/升）

pH	Zn	Cd	Pb	F^-	SS	丁基黄药	油
7.9～8.2	0.02～0.12	0.004～0.005	0.10～0.30	0.4	1350～3000	<0.8	200～500

由表3可见：选厂车间设备冷却与地面冲洗水中的主要污染物是乳化程度较小的机械油和大量的固体悬浮物（矿砂等）。这种含油废水易于处理，主要利用油和固体悬浮物与水之间的比重差，来达到去除污染物使水得到净化的目的。

含油废水处理扩大试验，为强化废水处理加入少量S—3*絮凝剂，让废水经平流池停留60分钟以上，可使处理后的废水达到排放标准返回选矿使用。含油废水处理的结果见表4。

表4　　含油废水处理结果（毫克/升）

名　　称	pH	SS	油
废　　水	7.8	1850	220
处理后废水	8.5	30	1.0

3．氧化矿废水处理。

厂坝铅锌矿硫化矿与氧化矿选矿作业时分别加入了不同的选别药剂，其种类与用量可见表5。

表5　　选矿药剂消耗（克/吨）

矿石类型	硫化钠	水玻璃	六聚偏磷酸钠	混合胺	丁基黄药	松醇油	石灰	硫酸锌	硫酸铜
氧化矿	10200	1800	70	350	250	56			
硫化矿					380	15	5200	1000	150

选矿药剂的使用，必然在选矿后的废水中残存，因此废水达不到排放要求。国内外出于环境保护和水资源的充分开发利用的需要，都尽最大可能地提高选矿回水率。厂坝硫化矿精矿和尾矿浓密机溢流废水，主要含有残余的丁黄药和松醇油，将其作为选矿循环用水，实践证明：只要适当调整选矿的药剂制度，选别指标不会受到影响，还可降低一些选矿药剂的用量。氧化矿精矿和尾矿浓密机溢流废水，因氧化矿选矿时加入了大量的硫化钠和水玻璃（见表5），使废水呈稳定的棕褐色胶体溶液，除含大量的悬浮物外还含有丁基黄药，松醇油、S^{2-}和混合胺等，其水质见表6。若这些废水返至氧化矿系统循环使用，其有害杂质有富集的危险，更不能返回硫化矿系统回用，因此氧化矿选矿废水需要处理后才能循环利用。

表6　　氧化矿废水水质(毫克/升)

pH	SS	Cd	As	Pb	Zn	S^{2-}	丁基黄药	松醇油	混合胺
10.6～11.2	3000	0.001～0.017	<0.04～2.5	0.02～2.0	0.5～90	150～300	15～22	7.2～10.6	1～3

采用石灰进行胶体脱稳与混凝沉降处理氧化矿废水，扩大试验的废水处理结果表明：完全可以去除废水中的“SS”、“S^{2-}”和混合胺（去除率达90%以上），经此处理后的废水可达选矿循环使用的要求。试验结果还证明，当石灰直接加入氧化矿尾矿矿浆中进行混凝沉降处理，可以取得同样的废水处理效果，还减少了废水处理的工艺过程并有利于固液分离提高回水率。氧化矿废水处理扩大试验结果见表7。

表7　　氧化矿废水处理结果(毫克/升)

名　称	pH	S^{2-}	混合胺	SS	Cd
尾矿浆	10～11	150～300	11～24	20～23　(%)	31～160
处理后回水	10.6～12	6～20	0.04～0.07	80～70	100～250

4．尾矿废水处理。

厂坝铅锌矿选厂无论是硫化矿或氧化矿选矿后的尾矿浆都送至同一尾矿库，经48小时以上的自净处理后的废水称为尾矿废水。虽然在选矿作业时加了不少浮选药剂，其中还有重金

表8　　尾矿废水水质(毫克/升)

pH	浓度(度)	丁基黄药	松醇油	S^{2-}	混合胺	BOD_5	COD_{Cr}	DO
9.6～10	45～60	6～14	6～10	2～4	<0.03	65～85	190～210	未检出

注：①为尾矿浆自净48小时后的水质，

②重金属离子均在排放标准以下而未列出。

属盐类（见表5），由于废水中含有S^{2-}，水质又偏碱性，所以重金属离子将生成溶度积很低的（硫化物或氢氧化物）沉淀，并随尾矿砂一同沉于库内而被去除，再加上尾砂的吸附共沉淀作用，因此经自净处理后的尾矿废水重金属含量很低是达标的。经自净处理后的尾矿废水混合胺含量也很低，分析结果认为它是被固体悬浮物吸附共沉而被去除的。但是在自净处理后的尾矿废水中仍然含有难以分解的松醇油和丁基黄药及S^{2-}，尾矿废水水质见表8。

厂坝铅锌矿的尾矿废水除部分返回选矿使用外，其余要排放。由表8可见尾矿废水中主要污染物是丁基黄药、松醇油和S^{2-}。丁基黄药和松醇油均具中等毒性，并有特殊的气味，而极易为人们的感觉器官所觉察，因此我国对其排入天然水体的标准也较高。上述废水中有害成分的排放标准分别为：松醇油0.2毫克/升、丁基黄药0.005毫克/升、S^{2-}<1.00毫克/升。由此不难得出：厂坝铅锌矿尾矿废水的丁基黄药和松醇油大大超标，不能直接排放，需进一步处理。

我国目前大多数选矿厂还是采用尾矿库自净处理尾矿废水，或者采用混凝沉降的方法处理，通常经这样处理后的尾矿废水松醇油和丁基黄药浓度达不到排放要求。国外为满足环保要求，选矿厂往往尽可能选用易降解的起泡剂代替稳定性好的松醇油，并将一级处理后的尾矿废水尽可能的返回选矿使用，回水率达80%以上，需排放的少量尾矿废水采用混凝沉降、生化降解、氧化分解、电渗折、反渗透和活性炭吸附处理。

厂坝铅锌矿选矿尾矿废水的进一步处理，已经过大量的方法比较试验和工艺条件试验，选定了方法可靠、适应性强、处理工艺简单和费用低的漂白粉法，其扩大试验所获得的废水处理结果见表9。

表9　　尾矿废水处理后的水质（毫克/升）

名称	pH	浓度（度）	丁基黄离	松醇油	S^{2-}	BOD_5	COD_{Cr}	DO	活性炭
废水	9.8	36	11.8	7.2	6	46	140	未检出	
处理后废水	7.5	5	<0.0005	0.22	<1.00	13	30	6.7	<1.00

由表9可见：厂坝铅锌矿尾矿废水采用漂白粉法进一步处理后，废水中的残余选矿药剂含量完全可以达到排入天然水体的要求。

五、结　　语

有色金属采选企业，一般都有大量的生活、矿山和选矿废水产生，在这些废水中分别含有不同的污染物，因此废水需要治理后才能循环使用或者排放。厂坝铅锌矿废水治理的实践表明：针对不同性质的废水与治理后的不同要求，而采用不同的治理方法是可以将废水开发成为矿山第二水源，使废水充分复用，这不仅缓解了天然水资源紧张的矛盾，而且也降低了生产消耗与成本。如硫化矿精矿和尾矿经浓密处理后的溢流、氧化矿尾矿浆经石灰混凝沉降处理后的清液、尾矿自净48小时处理后的尾矿废水都可返回选矿循环使用。生活污水经生物滤塔与液氯消毒处理、尾矿浆自净后的尾矿废水经漂白粉法处理都可达到排放标准进行排

放，这就大大减少了天然水体的污染，达到了保护环境、造福人类的目的。矿坑废水经石灰中和法处理后完全可以达到回用和排放的要求，同时回收了废水中有价的金属资源，枯水期的废水处理还有明显的经济效益。厂坝铅锌矿的废水治理实现了环境、社会和经济三个效益的统一。

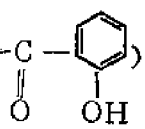
有机活化剂在菱锌矿浮选中的活化作用及机理研究

昆明工学院　王　资　杨　敖

在氧化锌浮选中，有机活化剂的研究是一缺陷，因此，进行这方面的研究是有意义的。

一、有机活化剂的选择

有机试剂种类繁多，有必要先进行分析归类并加以选择。

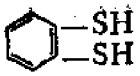
由化学知识可知，能作为浮选活化剂的有机药剂应是能与矿物表面金属离子形成配位化合物的药剂，而这类药剂中又主要是能与矿物表面金属离子形成螯合物的螯合剂，而且，这些螯合剂应该具备这样的结构特征：除含有用以成螯的配位基团外，不含有其它的极性基团（亲水基），否则，得到的只能是抑制剂。例如，柠檬酸、茜素、喹啉酸等螯合剂除了参与成螯的配位基外，还剩有多余的极性基（亲水基），故只能作抑制剂。另外，象草酸（HOOC—COOH）这样的螯合剂，尽管无多余的极性基，但由于不参与成螯，仍使矿物表面亲水，故也不适合作为活化剂。一般说来，含有的螯合剂大都不适合作为活化剂，如乙二胺四乙酸、乳酸等羧酸类螯合剂，但是，如果参与成螯并符合上述结构特征，还是有可能成为活化剂的，如水杨醛（），其是参与成螯的，它有作为活化剂的可能性，但实际上能否作为活化剂需通过试验考察。上述原则仅是螯合剂作为活化剂的可能性及必要条件，并不是充分理由。

通过以上分析，氧化锌矿的有机活化剂可从下列螯合剂中选择：

第一类：含胺基类

乙二胺　$H_2N—CH_2—CH_2—NH_2$

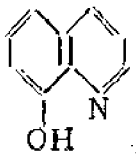
丙二胺　$H_2N—CH_2—CH_2—CH_2—NH_2$

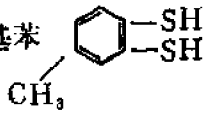
胺基苯硫酚 

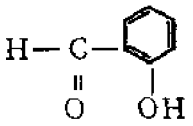
苯二胺

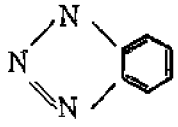
……

第二类：不含胺基类

8—羟基喹啉 

4—甲基—1,2—二巯基苯 

水杨醛 

三氮唑 

……

有机活化剂和捕收剂有着相似的结构特点，即都有极性基和非极性基，但二者的作用机理和作用效果不同。能与矿物表面作用并促进捕收剂吸附，但本身的非极性基没有使矿物附着在气泡上的能力或能力很小(即：不能单独用来浮选矿物)，这样的有机药剂则为有机活化剂。

经分析可知，有机活化剂的作用有以下几种情况：

(1) 在矿物上形成附着气泡能力很弱的非极性面，从而使非极性捕收剂通过物理吸附而吸附在矿物表面。如8—羟基喹啉和中性油混合浮选即属此类。

(2) 在矿物上形成疏水表面，促进极性捕收剂在矿物上的物理吸附或化学吸附。

(3) 使矿物表面微溶，矿物表面得到“清洗”促进捕收剂和矿物表面的作用。

以上仅从化学原理上指出有机活化剂作用的基本规律，具体的作用机理需要通过试验研究得到。

通过一系列探索性浮选试验，我们发现，用十二胺作捕收剂时，第一类中的乙二胺对菱锌矿上浮有极好的促进作用，而8—羟基喹啉等略差。为此，我们着重考察乙二胺的作用。

二、试料、药剂及试验方法

菱锌矿取自云南省兰坪铅锌矿；方解石取自昆明王家桥建筑材料厂；石英取自山东省招远县蚕庄石英矿；褐铁矿取自云南省元阳金矿。前三种矿物手选挑出纯矿物，在乳钵中磨细，纯度均在95%以上，浮选粒度为－100＋250目。

试验中所用药剂均为分析纯或化学纯试剂。

浮选试验采用改进的哈里蒙德管（容积50毫升，充气量25毫升/分，试样1克)及XFG—80型充气挂槽浮选机（容积50毫升，试样4克）。吸附量、ζ—电位和红外光谱测定分别在

53WB型紫外可见光分光光度计、ZP—10B型流动电位测定仪和SP3—300型红外光谱仪上进行。

三、单矿物试验结果

单矿物试验在单泡管中进行，以硫化钠为比较对象。

一、pH值试验。

用十二胺（用DAA表示）作捕收剂，硫化钠、乙二胺（用en表示）为活化剂，分别进行pH值试验。从图1可看出，各自随pH值变化的浮选规律及最佳浮选pH值范围。

二、药剂用量试验。

1．活化剂用量试验。

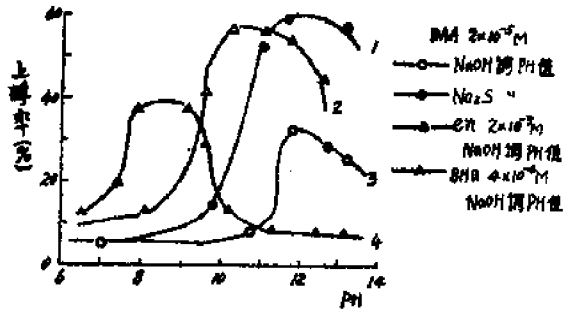


图1 矿浆pH值与菱锌矿上浮率的关系

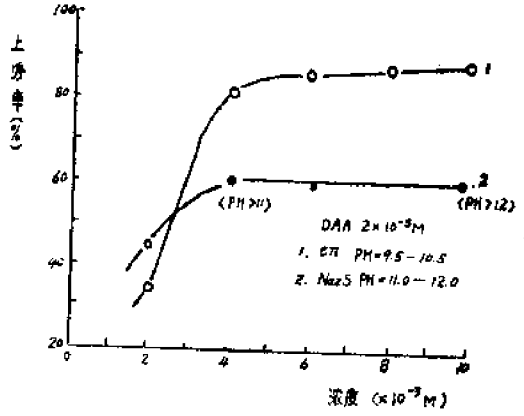


图2 活化剂（Na_2S、en）用量与菱锌矿上浮率关系

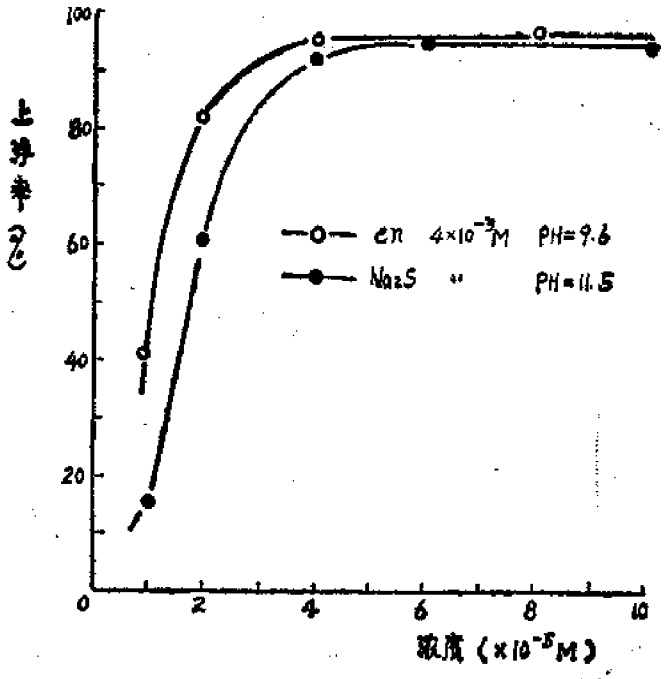


图3 十二胺用量与菱锌矿上浮率的关系

用DAA作捕收剂时，en对菱锌矿的浮选有活化作用（图1），为了进一步考察其作用效果，进行了活化剂用量试验，如图2所示。

硫化钠碱性很强，当用量为4×10^{-3}M时，pH＝11.5，此时再加大用量，pH值增加甚微，菱锌矿上浮率几乎不变。乙二胺在水中水解产生OH^-，故加入乙二胺后，矿浆为弱碱性，在本试验用量下（10^{-3}～10^{-2}M）pH在9.5～10.5之间。

由图2看出，在同样的捕收剂用量（2×10^{-5}M）下，en的活化效果明显优于Na_2S，在药剂浓度为4×10^{-3}M时，矿物上浮率高出约22%，这表明en在菱锌矿浮选中的活化作用优于Na_2S。

2．捕收剂用量试验。

用Na_2S及en作活化剂，进行捕收剂DAA用量试验(图3)。比较两组曲线发现，用en的浮选效果比用Na_2S好，尤其是在低捕收剂用量下，上浮率约高20～25%，但是随着捕收剂用量增大，二者的差异逐渐缩小，这是因为试验的对象是单矿物，随着DAA用量增大，在矿物表面的吸附量增加，矿物可浮性得到提高，从而掩盖了活化剂的作用效果。

四、乙二胺活化机理的研究

通过单矿物试验发现，乙二胺对菱锌矿有明显的活化作用，因此，在此试验的基础上进行了乙二胺对菱锌矿活化机理的研究。

1．捕收剂吸附量的考察。

en、Na_2S对捕收剂DAA在矿物表面的吸附都有促进作用，随着活化剂用量增加，DAA的吸附量均有增加，而en的增加大于Na_2S（图4）；随着捕收剂用量增加，en作活化剂时捕收剂的吸附量也大于Na_2S作活化剂的吸附量（图5），这说明en对捕收剂在矿物表面的吸附，有着极好的促进作用，且优于Na_2S。这也是en能使矿物很好上浮的原因。en是怎样促进捕收剂吸附的呢？

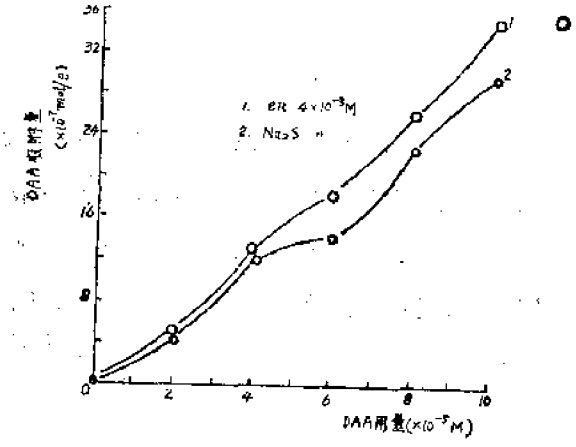


图4　活化剂用量与捕收剂在菱锌矿表面上吸附量的关系

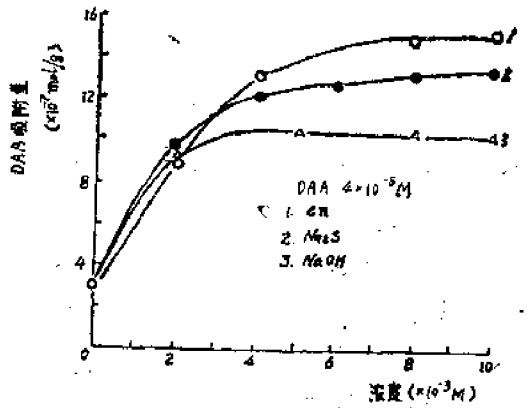


图5　捕收剂DAA用量与其在菱锌矿表面上吸附量的关系

2．乙二胺与Zn^{2+}作用的化学特性研究。

为了研究乙二胺的活化机理，必须先弄清它与Zn^{2+}的作用以及它和十二胺分别与Zn^{2+}产

生配合物能力的大小差异，这样有助于我们根据测试结果得出乙二胺活化机理的正确推论。

(1) 乙二胺与Z_n^{2+}的作用：乙二胺在水溶液中有下列电离平衡

$$NH_2CH_2CH_2NH_2+H_2O\rightleftharpoons NH_3^+CH_2CH_2NH_2+OH^- \quad (1) \quad K_1=8.5\times10^{-5}$$

$$NH_3^+CH_2CH_2NH_2+H_2O\rightleftharpoons NH_3^+CH_2CH_2NH_3^+ + OH^- \quad (2) \quad K_2=7.1\times10^{-8}$$

在溶液中存在着$NH_2CH_2CH_2NH_2$分子和OH^-离子，都能和Z_n^{2+}产生化学反应，前者能生成螯合物，后者能生成$Zn(OH)_2$，经理论计算得知，在我们的试验所用乙二胺浓度范围（$10^{-8}M\sim10^{-2}M$）内，对于等量的Z_n^{2+}，如果能生成$Zn(OH)_2$、$Znen^{2+}$、$Zn(en)_2^{2+}$及$Zn(en)_3^{2+}$，它们的浓度大小关系为：

$$[Zn(en)_3^{2+}]>[Zn(en)_2^{2+}]>[Zn(en)^{2+}]\gg[Zn(OH)_2]$$

经简单的化学试验证明，en在此浓度下，与Zn^{2+}反应不会产生$Zn(OH)_2$沉淀。由此得知，矿物表面的Zn^{2+}只能和en生成螯合离子，而且主要是生成$Zn(en)_2^{2+}$。

(2) DAA、en与Zn^{2+}形成的配合物的稳定性差异：根据配位化学中的碱性规律，即在配位原子相同的情况下，配体碱性愈强，配合物稳定性愈高，可以判断配合物的稳定性。

en($NH_2CH_2CH_2NH_2$)和DAA($C_{12}H_{25}NH_2$)的配位原子都为N原子，可以根据碱性规律判断二者与Zn^{2+}形成的配合物的稳定性。由en及DAA的电离常数可知，DAA的碱性强，故生成配合物的能力比en强，生成的配合物的稳定性也更大些，此结论通过简单的化学试验也得到了证明。

3．乙二胺在菱锌矿表面的作用。

(1) 乙二胺作用下菱锌矿表面的状态：在菱锌矿表面有裸露的Zn^{2+}和电价已被CO_3^{2-}饱和的Zn^{2+}，前者化学活性大，极易同en生成$Zn(en)^{2+}$而从矿物表面溶解下来，同时转变为$Zn(en)_2^{2+}$，可用下式表示

$$ZnCO_3]Zn^{2+}+en=ZnCO_3]Znen^{2+} \quad (3) \quad (溶解)$$

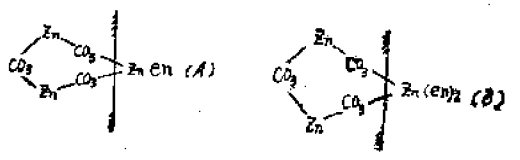
$$Znen^{2+}+en=Zn(en)_2^{2+} \quad (4)$$

而对于被CO_3^{2-}饱和的Zn^{2+}，化学活性不如前者，它首先与en生成$Znen^{2+}$，但处于CO_3^{2-}的键合作用仅能生成表面螯合物而不会脱离矿物表面进入液相。但随着en的进一步作用，$Znen^{2+}$可转化为$Zn(en)_2^{2+}$，形成表膜（容积螯合物），并同时产生新的表面螯合物，由于此表膜$[Zn(en)_2]CO_3$是水溶性的，会溶解而进入液相，因此，矿物表面不会存在表膜，而只有表面螯合物。通过对红外光谱试验的分析发现，经en处理后的菱锌矿表面确有en吸附，如图6所示。

经分析得知，en处理后的菱锌矿表面会呈以下状态：

A状态　在低en用量下，矿物表面不产生微溶作用时，矿物表面的状态。

B状态　在en用量比前一状态大些，但矿物表面仍不产生微溶时，矿物表面的状态。

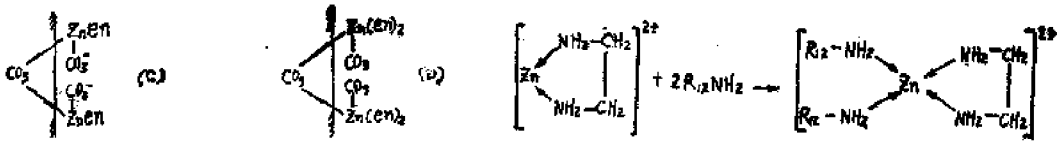


C及D状态　en用量大，且矿物表面产

生微溶时，矿物表面的状态。

(2) 各种状态下乙二胺的活化作用：en在矿物表面作用后，促使DAA在矿物表面进一步吸附（图4、5），现对各状态的吸附进行讨论。

①A状态吸附DAA的过程：此状态下的DAA的吸附可简化为下列反应：



en在此反应下促进DAA与Zn^{2+}产生配合作用，en的作用有这样几方面：

a. en使矿物表面负电性加强（图7），有利于$RNH_2 \cdot RNH_3^+$分子——离子络合物吸附在矿物表面。

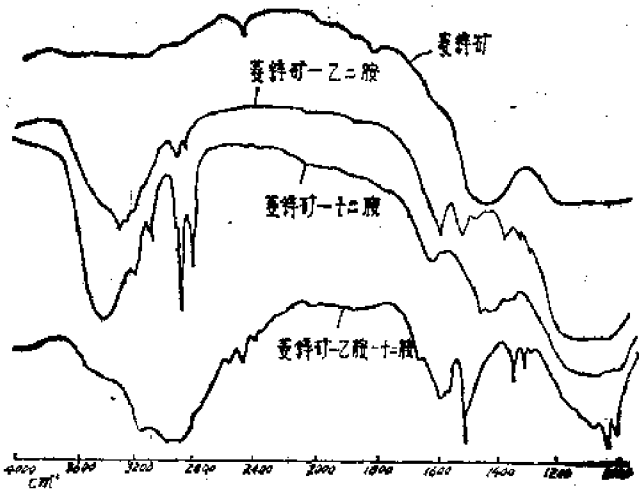


图6 红外光谱图

N—H伸缩振动（3200—3365cm^{-1}）；C—H伸缩振动（2850—2190cm^{-1}）；N—H弯曲振动（1600cm^{-1}）

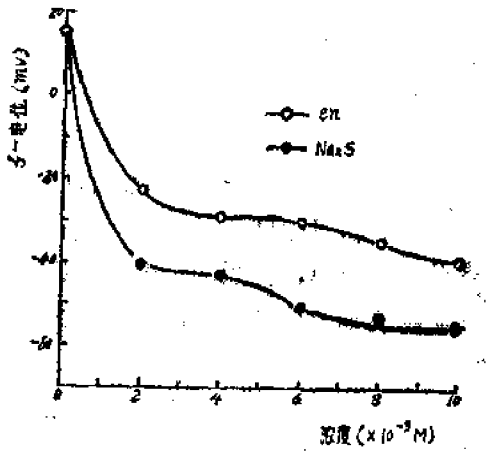


图7 活化剂（en、Na_2S）用量与菱锌矿ζ—电位的关系

b. en的碱性可使矿浆pH值在9.5左右，提高了RNH_2分子的浓度。

c. 由于en和矿物表面作用后生成了表面螯合物Znen，此表面螯合物中的$-NH_2$与DAA（$R_{12}NH_2$）产生氢键（N—H…N），且en的$-CH_2-CH_2-$基和DAA的非极性基$-C_{12}H_{25}$之间可产生范德华氏力，使$R_{12}NH_2$和en的表面螯合物产生较强缔合作用，促进$R_{12}NH_2$和Zn^{2+}靠近，更容易产生配合作用，从而牢固地吸附在矿物表面。

d. 表面螯合物〔Znen〕CO_3本身直接促进$R_{12}NH_2$与Zn^{2+}产生配合作用。这是因为在$Znen^{2+}$的螯合环中存在着严重的张力，Zn—N之间的键大为减弱使Znen不稳定，从而在$R_{12}NH_2$存在的情况下，极易形成稳定的四面体构型，即$[Zn(en)(DAA)_2]^{2+}$。这符合混配型配合物（又可称为三元络合物）的配位饱和原理。在这里，$Znen^{2+}$形成后，Zn^{2+}和en之间键合的不稳定性（配位不饱和）提高了Zn^{2+}的配位活性（即趋于稳定的要求），使$R_{12}NH_2$比在一般情况下更容易和Zn^{2+}发生配合作用。

②B状态吸附DAA的过程：此状态下DAA的吸附可简化为下列反应

$$Zn(en)_2^{2+} + 2DAA \longrightarrow [Zn(en)(DAA)_2]^{2+} + en \qquad (6)$$

式中，$R_{12}NH_2$取代了en，前已证明，DAA的配位能力比en强，具有取代的趋势。这种类型的反应称为亲核取代反应。因$Zn(en)_2^{2+}$中，Zn—N键较强，故取代反应不可能以离解机理进行，而DAA和en具有强的氢键缔合作用，使反应以缔合机理分两步进行：

$$Zn(en)_2^{2+} + 2DAA \longrightarrow [Zn(en)_2^{2+}2DAA] \qquad (6a)$$

$$[Zn(en)_2^{2+}2DAA] \longrightarrow [Zn(en)(DAA)_2]^{2+} + en \qquad (6b)$$

B状态下，en的活化作用主要是由于氢键缔合的加强（此表面螯合物多了一个en分子），在单一配合物转向混配型配合物的趋势下，DAA更容易和Zn^{2+}产生配位反应，促进DAA在矿物表面的吸附。

③C及D状态吸附DAA的过程：C、D状态下，en的活化作用分别和A、B状态下基本相同，所不同的是，由于en对矿物的微溶作用，CO_3^{2-}裸露出来，增加了矿物表面的负电性（图7），更有利于$R_{12}NH_2$.$R_{12}NH_3^+$分子——离子络合物吸附在矿物表面。由此可见，负电性加强也是en活化的重要作用之一。

综上分析，C、D状态是en活化作用的最佳状态。

(3) en作用下DAA在菱锌矿表面的吸附模型：

苏联H.Д.索科洛夫研究表明，不能把氢键说成是纯静电性的，在产生氢键时，可形成A—H…B络合物。由此可推断DAA和en也能生成类似的络合物，由于这种氢键作用，矿物表面螯合物吸附DAA即为图8这种形式，前述A、B、C、D状态对DAA的吸附是较理想的各状态。这里，强烈的氢键作用足以当成络合作用。所以，在en作用下，DAA更容易吸附在矿物表面。由红外光谱试验可得到证明。

图6中，将菱锌矿——乙二胺谱图与十二胺——菱锌矿谱图对比发现，在菱锌矿表面上都有—NH_2基吸收峰，其中，N—H振动吸收峰的位置在3320—3400cm^{-1}处，N—H弯曲振动吸收峰在1600—1640cm^{-1}处，但是，将菱锌矿用乙二胺作用后再用十二胺作用，其谱图与前两个大不相同，N—H伸缩振动及N—H弯曲振动吸收峰都发生偏移。这说明，乙二胺及十二胺在矿物表面发生化学吸附，证实了图8中乙二胺和十二胺在矿物表面共同作用的机理。另外由氢键对红外光谱的影响可知，当A—H基进入氢键键合时，红外光谱发生变化，A—H伸缩振动频率有所下降；A—H伸缩的光谱带大为加宽，强度也有所增加。将图6中曲线对比可发现，在菱锌矿—乙二胺—十二胺谱图中，N—H伸缩振动由原来的3320—3400cm^{-1}下降到3200cm^{-1}，而且谱带比原来加宽，强度也有所加强，这表明，乙二胺、十二胺共同吸附在矿物表面时有氢键作用。

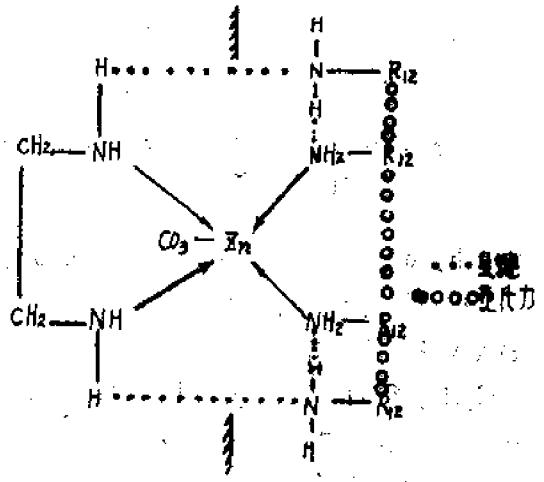


图8 乙二胺作用下十二胺在菱锌矿表面上吸附机理模型

对红外光谱的解析，说明了en和DAA同时在矿物表面吸附，而且有较强的氢键作用，

从而证实了DAA在菱锌矿表面吸附模型（图8）的存在。

五、菱锌矿与脉石矿物的分离试验

通过单矿物试验和乙二胺活化机理的研究，进一步研究了菱锌矿与脉石的分离，这对选矿生产实践是有意义的。因此，分别进行了菱锌矿—石英、菱锌矿—方解石、菱锌矿—褐铁矿以及菱锌矿—石英＋方解石＋褐铁矿混合体系的分离试验，仍以Na_2S为比较对象[9]。前三个混合试样中，菱锌矿占25%，含Zn12.58%，第四个混合试样中，菱锌矿占30%，含Zn13.04%，分离试验在充气挂槽浮选机中进行。

在菱锌矿—石英分离中，以硅酸钠为抑制剂，用en作活化剂时，分离效果优于Na_2S（图9）。此时，Na_2S、en均不和石英表面产生化学反应，它们对石英上浮的影响仅是它们

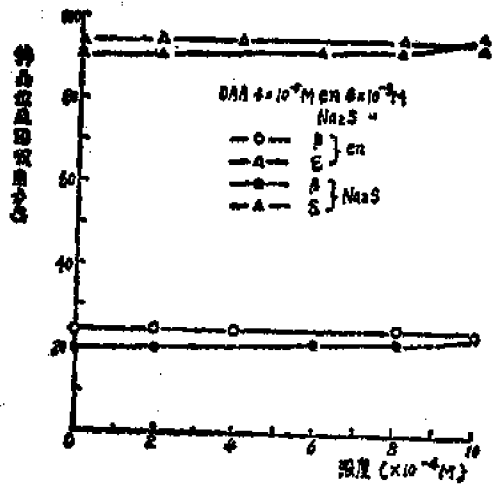


图9 硅酸钠用量对菱锌矿—石英体系分离的影响

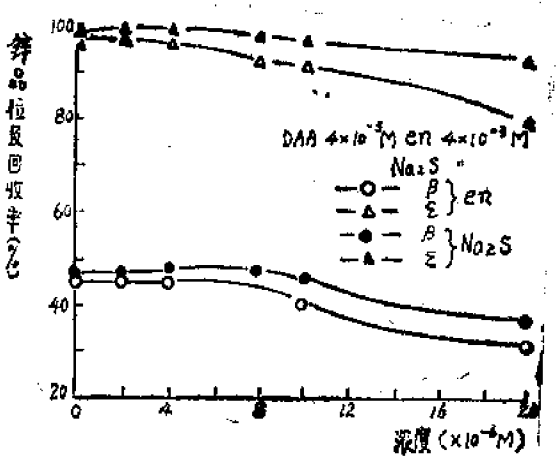


图10 六偏磷酸钠用量对菱锌矿—方解石体系分离的影响

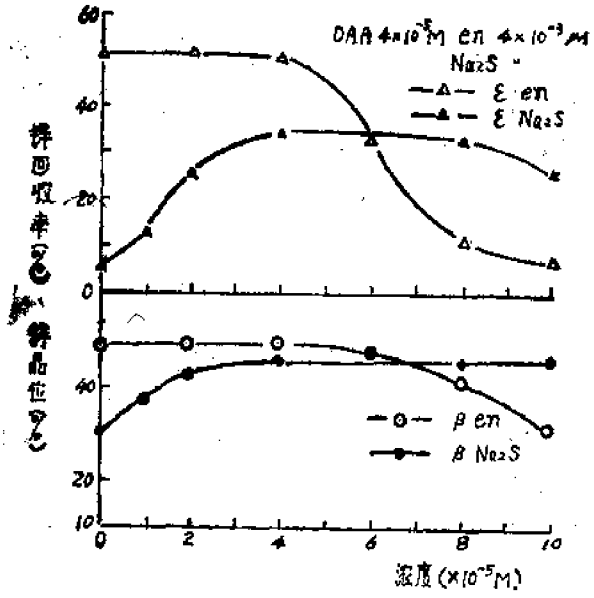


图11 六偏磷酸钠对菱锌矿—褐铁矿分离的影响

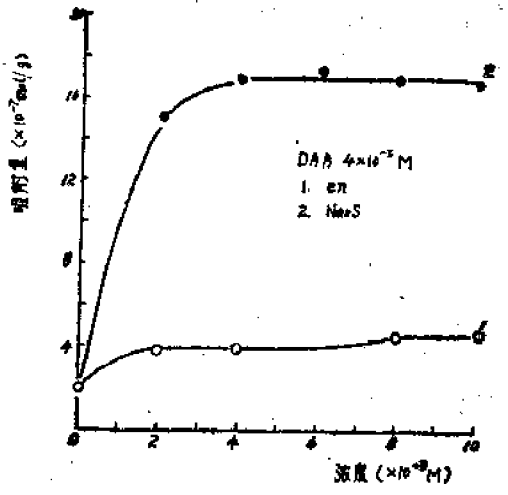


图12 活化剂用量与捕收剂在褐铁矿表面上吸附量的关系

能对体系起到调节pH值的作用，由于en对菱锌矿的活化作用，使其分离指标略好。

在菱锌矿—方解石分离中，以六偏磷酸钠为抑制剂，结果如图10所示。由于en作活化剂时六偏磷酸钠失去对方解石的抑制作用，方解石表面的Ca^{2+}又消耗en而生成螯合离子，致使en活化作用受到削弱。

在菱锌矿—褐铁矿分离中，用en作活化剂时，尽管抑制剂六偏磷酸钠失去作用，所取得的指标仍比Na_2S好得多（图11）。此时，en起到双重作用，它一方面活化菱锌矿，另一方面又阻止褐铁矿吸附捕收剂，从而抑制褐铁矿上浮（图12）。产生图12中吸附量差异的原因是en在褐铁矿表面仅会生成$Fe(OH)_3$表面化合物，此表面化合物的亲水性强，不易吸附

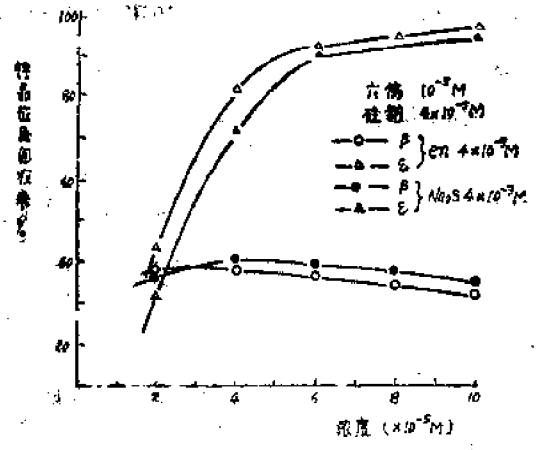


图13 捕收剂DAA用量与混和体系分离的关系

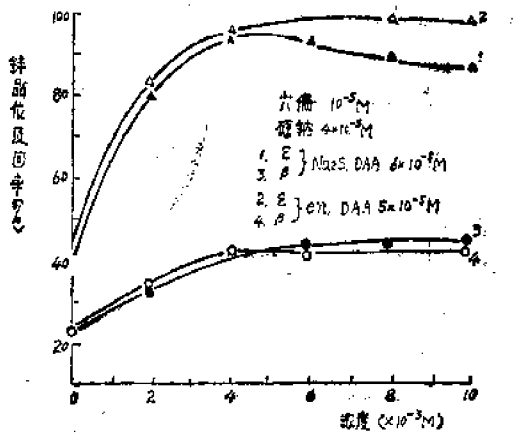


图14 活化剂(en、Na_2S)用量与混合体系分离的关系

DAA。而Na_2S在褐铁矿表面生成的Fe_2S_3吸附DAA。

在菱锌矿—褐铁矿＋石英＋方解石四矿物混合体系分离中，尽管en无有效的脉石抑制剂协助，仍能取得同Na_2S相当的分离效果（图13、14）。

全面看来，用乙二胺作菱锌矿的活化剂，对菱锌矿与脉石的分离是有效的，若有合适的脉石抑制剂同乙二胺相配合，分离效果会更好。另外，在加入乙二胺之前调整pH值，使pH在11.5左右(图1)，这样能提高菱锌矿的可浮性，提高分离指标。

六、结　论

1．单矿物试验证明，乙二胺对菱锌矿具有强活化作用，其活化效果优于硫化钠。

2．乙二胺与菱锌矿表面的Zn^{2+}生成表面螯合物，随之进一步生成表膜，由于表膜的水溶性很强而溶解，使矿物表面产生微溶，所以表膜实际是不存在的，只是表面螯合物依然存在，这就使得矿物表面在乙二胺作用下呈现前述的A、B、C、D四种状态。乙二胺与菱锌矿表面Zn^{2+}生成的表面螯合物和十二胺之间有强烈的氢键缔合作用，促进了十二胺与表面螯合物的Zn^{2+}产生配合反应，从而生成比表面螯合物更稳定的混配型配合物$[Zn(en)(DAA)_2]^{2+}$，加强了十二胺在菱锌矿表面的吸附。因此，在乙二胺作用下，十二胺在菱锌矿表面的吸附主要是氢键本身产生的物理吸附和混配作用产生的化学吸附，这是乙二胺活化作用的最大特点。其次，乙二胺本身具有碱性和微溶作用而使矿物表面负电性加强等因素，也有利于十

二胺的浮选。

3。乙二胺在菱锌矿——石英、菱锌矿——方解石、菱锌矿——褐铁矿等混合体系分离中都有一定作用，尤其是在菱锌矿——褐铁矿分离中，其作用效果明显优于硫化钠，这一结果对实际生产是有价值的。

（参考文献略）

用亚硫酸钠法分选昌化铅锌

昌江昌化铅锌矿　　张名先

昌化铅锌矿地处海南黎族苗族自治州昌江县昌化大岑下，气候炎热干旱少雨大风，离城55公里，公路直达海口，距离269公里，产品通过昌化港水运外销湖南、广西等地。

1965年经省有色院设计建设规模为45吨/日的采选矿山。1966年3月由省有色研究所与本矿共同在小型试验的基础上进行了工业试验。提出用亚硫酸钠法（即无氰法）分选铅锌，在昌化矿推广应用，现经二十多年的生产实践证明，此法是实用可行的，而且取得了较好的效果。

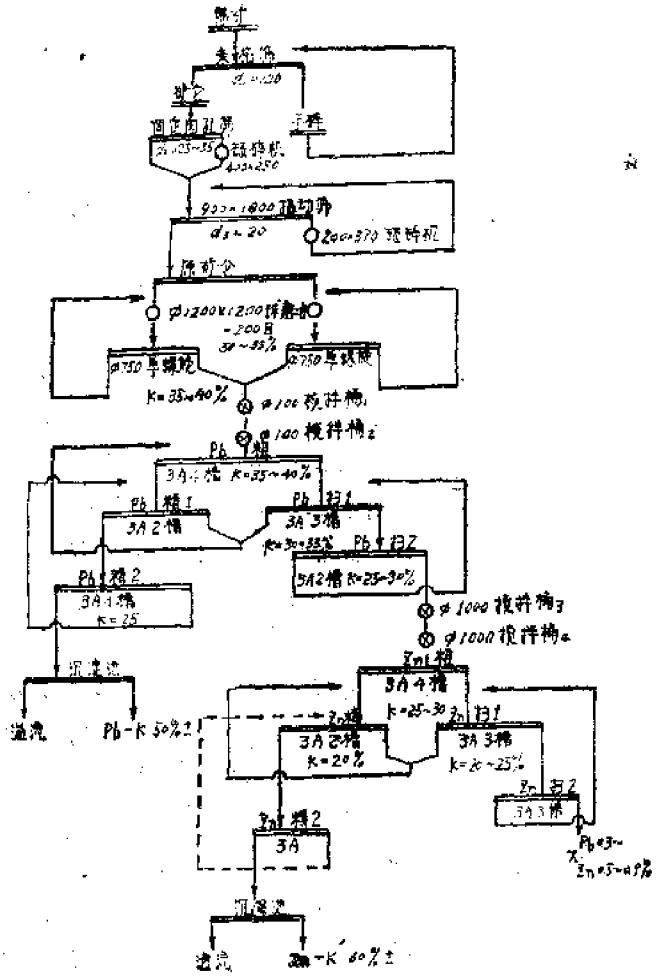
矿石性质。本矿属中低温热液脉状充填矿床，矿石类型为铅锌石英脉。二号矿脉开采的矿石品位变化较大，上部以铅为主，下部以锌为主。金属矿物以方铅矿、闪锌矿为主，其次为黄铁矿、黄铜矿等，并含有少量的金、银、镉等贵重金属。非金属矿物为石英、方解石、重晶石、绢云母等。方铅矿与闪锌矿密切共生，呈不规则粒块状集合体，并与黄铜矿、黄铁矿共生散布在石英脉之中。原矿假比重2.1；真比重3.1；硬度f＝9；围岩为花岗岩，其硬度f＝8～9。

生产实践。1965年选厂投产后，对选厂工艺流程进行了多次的改革，从而找到了较为适合本矿矿石的工艺流程。即用亚硫酸钠法抑锌，优先浮选铅（一粗二扫二精），铅浮选尾矿用硫酸铜活化锌矿物浮选锌（一粗二扫二精，视精矿品位高低加减精选次数）的原则流程见图。

药剂制度（1971～1986年平均实际用量，未扣除损失，按仓库发料数）

选厂分级机溢流控制在－200目占55％左右，调整剂用苏打1000克/吨加在搅拌桶一，直接调整矿浆pH7—8；抑制剂用亚硫酸钠与硫酸锌配用（经试验得出1:1或3:2的比例为佳，现用1:1的比例）以1020克/吨同时分别加入搅拌桶一提前抑锌。捕收剂用乙黄药：丁黄药（经试验以2:1比例混合配制为佳）以220克/吨加入第二搅拌桶；起泡剂用松醇油90克/吨分别加入粗、扫选浮铅。选铅尾矿不再调整pH值（一般pH值为6.5—7.5范围）在第三搅拌桶加入硫酸铜770克/吨活化锌；用乙：丁混合黄药加入230克/吨，松醇油90克/吨浮锌（药剂用量包括粗、扫选在内），分别得到铅精矿、锌精矿。

由于本矿出窿矿石原矿品位变化较大，所以操作管理、加药地点、方式和顺序必须特别注意。把调整剂、抑制剂加在第一搅拌桶，把捕收剂加在第二个搅拌桶，活化剂加在第三搅拌桶，同时在扫选中分段加入适量的抑制剂、捕收剂、起泡制，以发挥其药理性能。控制矿浆浓度用浓度计。矿浆面以不刮浆为原则，尽量减少中矿循环，有利于浮选作业顺利进行。



昌化铅锌矿工艺流程

浮选效果（1971年—1986年的平均指标）。

选厂历年平均日处理量60吨，处理原矿品位铅3.65%，锌4.84%；用亚硫酸钠法分选铅锌，取得了铅精矿品位54.06%，铅精矿含金为7.33克/吨，含银518克/吨；锌精矿品位58.84%，锌精矿含硫30%左右；铅尾矿品位0.39%，锌尾矿品位0.53%，铅金属回收率86.67%，锌金属回收率83.08%的指标。

从建矿以来，国家投资54万元，本矿实现总利税907万元，为广东有色金属工业作了贡献，为国家积累了财富。

综上所述，得出以下几点结论：

1．本矿位于海边昌化渔港，为了消除尾矿水对农、林、牧、付、渔业以及环保卫生的危害，从投产到现在一直采用亚硫酸钠法（即无氰法）分选铅锌是实用的。

2．采用亚硫酸钠法分选铅锌，对伴生金、银、镉的回收比氰化法好。

3．亚硫酸钠法不抑制黄铁矿，有利于冶炼厂硫的回收，增加了本矿的经济效益。

4．亚硫酸钠对锌矿物有较强的抑制作用，但被抑制后的锌矿物又容易活化，对铜铅矿物的抑制作用较小，有利于铜锌分选、铜铅分离。

5．二十多年的生产实践证明，用亚硫酸钠法分选铅锌是一种有效而可行的好方法，它可取代氰化法，是值得推广和应用的方法之一。

〔向过去参加过本法试验的原广东有色研究所（院）选矿试验室的同志和审阅过该文的矿长工程师廖光华、副矿长工程师杜应光以及海南冶金局靳晓琴工程师致谢〕

Fe-2#抑制剂在选锌中的应用研究

桓仁铜锌矿选矿厂　李忠堂

北京矿冶研究总院　马澄亮

一、前　言

锌精矿含铁高，且不易控制，是当前多金属选矿中带有普遍性的问题之一。

近几年来，随着高分子化学的飞跃发展，相当多的人工合成高分子化合物逐渐应用到浮选工业中，增加了浮选药剂品种，扩大了应用范围，更有利于当前矿石贫化、多金属难以分离问题的解决。桓仁铜锌矿选矿厂由于原矿性质的变化，对铅、锌生产指标影响较大，锌精矿含铁超标现象时有发生，为保障锌精矿质量，降低了捕收剂和起泡剂的用量，在一定程度上影响了锌回收率。1984年以来，在锌精矿升级创优过程中，通过高分子选矿新药剂（代号为Fe－2#）的应用，有效地降低了锌精矿含铁，既保证了锌精矿质量又提高了锌实收率，取得一定效果，现将Fe—2#试验研究的简况介绍如下。

二、原矿性质与生产工艺流程

桓仁铜锌矿属矽卡岩型矿床，矿体具有明显的水平分带和垂直分带性，接触带边部为铅锌、向内逐渐过渡为铜铁，上部为铅锌、向下逐渐过渡为铜铁。因此，矿物赋存位置不同，其矿物共生组合也不相同，主要分为：铅锌浸染型和铜铁型两种类型矿石。

矿石中，原生金属矿物有：闪锌矿、方铅矿、黄铜矿、磁铁矿、磁黄铁矿和黄铁矿等；次生金属矿物较少，主要有：孔雀石、蓝铜矿、褐铁矿等；脉石矿物由绿帘石、石榴石、辉石、石英、长石、方解石等组成。

经过闪锌矿x射线粉晶分析结果看出，铅锌浸染型矿石之闪锌矿的晶面间距及相应线强度与理论数据相差不大（含铁低于2%），而铜铁型矿石中的闪锌矿相差较大（含铁在7%左右）。

生产实践表明：闪锌矿可浮性差异较大，其中一部分闪锌矿只加捕收剂、起泡剂即可选浮。

由于采掘由浅至深，矿石中金属矿物黄铜矿、铁的氧化物与硫化物渐增，而方铅矿、闪锌矿渐减，逐步导致两种类型矿石难以分别处理。

1985年以来两种类型岩石混在一起处理，统一磨矿条件和药剂制度，选分流程见图。

入选矿石分别入球磨机，一次磨矿后分别入两系列6A浮选机进行铜、铅、锌等可浮选，其尾矿分别入两系列6A浮选机进行选锌，得锌精矿和尾矿。

两系列铜、铅、锌等可浮作业的混合精矿，入5A浮选机进行铜—铅（锌）分离，得铜精矿，分离尾矿入4A浮选机进行粗铅脱锌，得铅精矿和中矿，中矿返至原矿球磨机再磨，可浮性好的锌矿物进入选锌作业，因锌原矿品位低，产率小，选锌作业实行集中精选。

表1　　锌精矿矿物组成分析（%）

项目＼矿物	闪锌矿	黄铜矿	黄铁矿	磁铁矿	磁黄铁矿	方铅矿	脉石	合计
含量	81.61	2.22	3.81	1.39	1.28	0.87	8.82	100.00
品位	(Zn) 54.75	(Cu) 0.77	(Fe) 1.78	(Fe) 1.01	(Fe) 0.77	(pb) 0.75		
Fe含量	2.39	0.68	1.78	1.01	0.77			

表2　　锌精矿单体解离度分析（%）

项目＼矿物	闪锌矿	黄铜矿	黄铁矿	磁铁矿	磁黄铁矿	方铅矿	脉石
+400目	83.88	16.30	96.90	52.63	73.68	83.33	73.88
-400目	93.07	27.28	100.00	40.91	81.81	28.57	59.09

关于锌精矿中各矿物赋存状态镜检分析结果见表1、表2（1984年试样）。

镜检分析结果表明：提高锌精矿质量的关键是抑制锌精矿中的含铁矿物和脉石矿物。

三、Fe—2°浮选试验研究

根据生产需要，北京矿冶研究总院选矿药剂室，于1984年初，向桓仁铜锌矿选矿厂提供

了Fe—1*与Fe—2*两种新型硅酸盐类脉石抑制剂，其结构名称为铁铬盐木质素。该产品是由造纸废液中的木素磺酸盐通过盐基置换的方式引入高价Fe、Cr使木素磺酸盐发生“外聚合”，同时可以通过控制氧化的方式使木素磺酸盐产生“内聚合”，从而制得所需要的铁铬盐木质素。

产品为棕黑色粉末，是一种水溶性高分子有机物，可与水以任何比例相混溶，溶液呈深棕黑色，产品性能稳定，无毒无味。

1．小型试验。

1984年4月份，开始进行Fe—2*室内小型探索性试验：即对锌精矿泡沫产品加入Fe—2*继续进行浮选。

在试验中发现Fe—2*抑制作用较强，当用量在5—60克/吨浮选时，泡立即下去，而确定在5克/吨之内探试，结果也不好。在这种情况下，通过补加$CuSO_4$的方法，改变了困境，不仅提高锌精矿品位，同时发现锌回收率亦有明显提高，后经多次综合试验证明，趋向性一致。各试验条件比较Fe—2*3克/吨，$CuSO_4$6克/吨配合使用，锌精矿含铁下降（0.5—1%，）锌精矿品位提高（1%左右），锌回收率提高（3%左右）。

在试验中还发现，添加Fe—2*与pH值关系极为密切，原选矿中石灰用量少（pH<6.5），Fe—2*作用不明显或起相反作用，故于1985年5月份，根据现场石灰用量基本稳定在500克/吨以上，而锌回收率完不成承包合同指标的情况，再次进行室内Fe—2*小型试验，获得较理想的效果，具有代表性的试验结果如表3。

表3　　Fe—2*小型试验结果（%）

药剂条件 Fe-2*/$CuSO_4$	产物名称	品位				回收率			
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe
0/0	原矿	0.749	0.878	47.996	5.232	100	100	100	100
	锌精矿	0.760	0.961	58.736	4.075	55.9	64.8	67.4	42.9
	锌尾矿	0.735	0.641	34.816	6.652	44.1	35.2	32.6	57.1
3/6	原矿	0.763	0.814	48.172	5.399	100	100	100	100
	锌精矿	0.649	0.730	59.252	3.648	57.8	60.9	83.6	46.0
	锌尾矿	1.005	0.993	24.629	9.120	42.2	39.1	16.4	54.0

由表3可知：锌精选加入Fe—2*，锌精矿品位略有提高（0.516%），锌回收率提高16.5%。

小型试验还表明：在矿浆pH>6.5，Fe—2*加入选锌粗选作业效果亦较好。

2，工　试验。

在小型试验基础上，于1984年9月21—28日进行了第一次工业试验。

试验流程与生产流程同。

工业试验开始阶段，于选锌第二次精选作业中加入Fe—2*3克/吨，$CuSO_4$6克/吨，而捕收剂、活化剂、起泡剂正常添加。趋势是尾矿较好，但锌精矿品位下降，故加大了精选Fe—2*、$CuSO_4$用量，当Fe—2*8克/吨，$CuSO_4$6克/吨时，取样化验：

锌精矿品位：58.832%，锌尾矿品位：0.055%，而未加Fe—2*系列锌尾矿品位：0.098%。

在继续稳定这组药方时，浮选指标发生变化，锌精选作业出现大量水泡，锌精矿品位下降，试验指标低于正常生产指标。

为查找原因，在继续工业试验的同时，开展室内试验研究工作，发现：第一次工业试验指标不理想与石灰用量少有关（石灰自动添加系统的设备故障）。

1985年以来，选矿厂实行经济承包，选锌承包指标是：

锌回收率88.5%（锌原矿品位0.918%）；

锌四级品合格率70%（新等级）。

在1985年1—4月份生产中，由于矿石性质和选分条件的变化（前已叙及），严重地影响了锌的回收率。

在现场条件已具备添加Fe—2*的时候，于1985年5月23日再次进行工业试验。

为保证工业试验顺利进行，小型试验与现场工业试验紧密配合，在精选区加Fe—2*、$CuSO_4$（简称：精法）取得较好指标的基础上，为扩大成果，还先后进行了：

精选作业加Fe—2*、$CuSO_4$与粗选作业（在没有精选系列）加Fe—2*的试验（简称精粗法）。

Fe—2*与$CuSO_4$按比例混合在一起加入粗选作业的试验（简称混法）。

Fe-2*分别加入粗选作业的试验（简称分法）。

Fe-2*添加地点与用量见表4。

表4　　Fe—2* 添加地点与用量

地点用量 / 方法	添加地点与用量
精法	三精尾Fe—2* 2—3克/吨，$CuSO_4$ 4—6克/吨
粗精法	三精尾Fe—2* 2—3克/吨，$CuSO_4$ 4—6克/吨（没有精选作业系列）锌搅拌槽Fe-2* 6—9克/吨
混法	锌搅拌槽Fe-2*与$CuSO_4$按1:12混合添加，总量70克/吨左右
分法	锌搅拌槽各添加Fe-2* 1—6克/吨

Fe-2*工业试验期间各试验方法与试验前生产指标见表5。

表5　　第二次工业试验指标（%）

项目 / 指标 / 产品		试验前	试验期间			
		4.25～5.20	精法 5.25～6.4	精粗法 6.5～6.6	混法 6.7～6.11	分法 6.12～6.20
原矿品位	Cu	0.430	0.379	0.292	0.308	0.339
	Pb	0.159	0.153	0.099	0.181	0.229
	Zn	0.906	0.715	0.769	0.979	1.057
精矿品位	Cu	28.756	29.351	29.462	29.484	29.145
	Pb	72.645	72.602	70.702	73.310	72.645
	Zn	57.312	54.946	57.278	56.698	57.312
尾矿品位	Cu	0.031	0.028	0.022	0.026	0.028
	Pb	0.031	0.028	0.030	0.037	0.042
	Zn	0.072	0.054	0.061	0.057	0.072
回收率	Cu	90.19	90.25	89.79	88.12	88.47
	Pb	52.57	50.11	37.01	52.92	51.29
	Zn	87.18	87.72	88.67	91.38	89.91
铜含杂	Pb	2.699	3.469	2.841	4.197	5.610
	Zn	2.697	2.347	2.541	2.157	2.507
铅含杂	Cu	0.981	0.932	1.341	0.860	1.017
	Zn	6.106	5.055	4.524	4.790	5.506
锌含杂	Cu	0.741	0.735	0.612	0.616	0.603
	Pb	0.589	0.701	0.551	0.599	0.755
	Fe	5.713	5.823	5.262	5.262	5.180
处理矿量(吨)		35,744	17,841	2,042	9,257	16,221

由表5可知：在锌精矿质量方面“混法”、“分法”、“精粗法”与试验前指标相近，而“精法”的锌精矿品位下降2.366%（下降三个等级品），但锌精矿含铁相近。

锌回收率与试验前指标相比，“混法”提高，“分法”第二，“精粗法”第三，“精法”第四，但试验前与试验期间，铜、铅、锌原矿品位不同，对锌回收率有一定影响，考虑

到原矿品位的因素，其回收率的提高值是："精法"锌回收率提高2.615%；"混法"锌回收率提高2.469%；"精粗法"锌回收率提高1.572%；"分法"锌回收率提高1.019%。

综合分析："混法"最佳，"精粗法"居第二，"分法"第三，"精法"第四。

三、生产实践

桓仁铜锌矿选矿厂自1950年恢复生产以来，在30余年的生产实践中，首次应用高分子选矿新药剂获得成功，Fe—2*分别加到选锌粗选作业投产至今已有两年之久，生产基本稳定，技术指标较好，尤其是1986年以来，为适应Fe—2*作用特点及现场实际生产情况，选锌作业补加石灰200克/吨左右，由于Fe—2*与石灰、硫酸铜等药剂配合使用，有效地提高了选锌工艺指标。

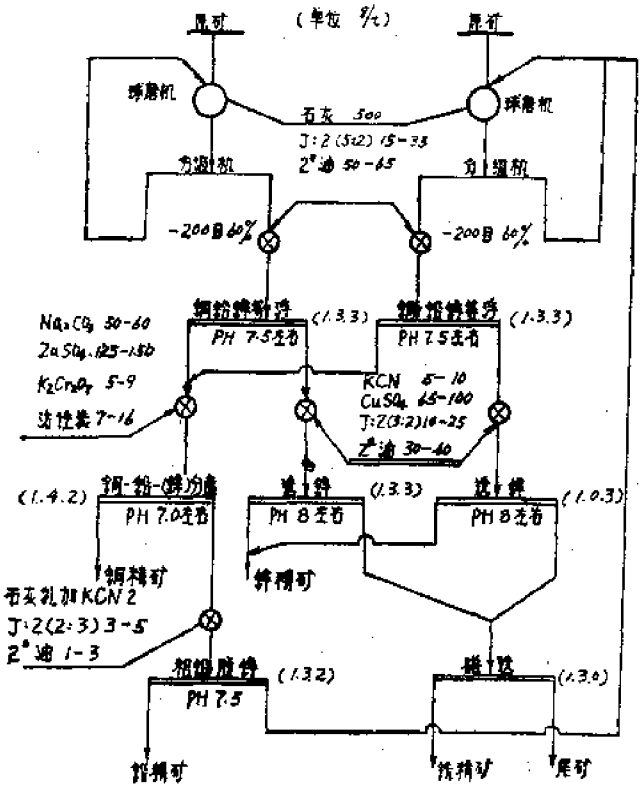
根据两种类型矿石从1984年12月份正式混在一起处理，将1986年1—4月生产指标做为与1985年同期比较的依据，生产技术指标见表6。

由表6可知，通过Fe—2*的应用，选锌生产技术指标有一定程度的提高。

在铜、锌原矿品位降低，铅原矿品位升高的情况下，尾矿品位皆有降低，铜、铅精矿品位提高，锌精矿品位相近，锌精矿含铅升高，含铜相近，含铁下降。

回收率方面：铜下降0.32%，铅升高4.3%，锌升高0.91%，但原矿品位变化时其数值有一定影响。

铜原矿品位下降0.01%，锌回收率提高0.09%；铅原品矿位上升0.01%，锌回收率下降



选矿厂生产工艺流程

表6　　Fe—2°应用前后生产技术指标（%）

项目 \ 时间 \ 指标		试验前 85.1～85.4	试验后 86.1～86.4	后－前
原矿品位	Cu	0.410	0.385	－0.025
	Pb	0.163	0.174	－0.011
	Zn	0.969	0.882	－0.087
精矿品位	Cu	28.188	28.878	＋0.69
	Pb	65.528	67.855	＋2.327
	Zn	56.095	56.063	－0.032
尾矿品位	Cu	0.030	0.029	－0.001
	Pb	0.035	0.031	－0.004
	Zn	0.068	0.061	－0.007
回收率	Cu	89.98	89.66	－0.32
	Pb	55.49	59.79	＋4.3
	Zn	88.29	89.20	＋0.91
铜含杂	Pb	2.494	2.503	＋0.009
	Zn	2.828	2.124	－0.704
铅含杂	Cu	1.281	1.149	－0.132
	Zn	6.095	5.436	－0.659
锌含杂	Cu	0.656	0.651	－0.005
	Pb	0.522	0.635	＋0.113
	Fe	5.812	5.137	－0.675
处理矿量	吨	196,772	210,091	＋13.319

0.14%；锌原矿品位下降0.01%，锌回收率下降0.13%。

故Fe-2°对锌回收率的影响为：锌回收率提高1.97%。

658,793吨/年×0.918%×1.97%＝119吨/年

119吨/年×1,496元/吨＝17.8万元/年

按此，每年多为国家回收高质量的锌精矿含量119吨，价值17,8万元以上。

同期选矿药剂单耗见表7。

表7　　Fe—2*应用前后药剂消耗

项目 \ 名称 指标（%）	丁基黄药	乙基黄药	松醇油	硫酸铜	硫酸锌	亚硫酸钠	氰化钾	重铬酸钾	活性炭	石灰	Fe—2*	成本（元/吨）
试验后(86.1～86.4)	21	12	94	76	112	43	7	8	21	857	2	0.78
试验前(85.1～85.4)	22	13	115	84	113	43	10	5	25	586	0	0.80
后—前	−1	−1	−21	−8	−1	0	−3	+3	−4	+271	+2	−0.02

由表7可知：1986年与1985年同期药剂消耗对比，除多加Fe—2*2克/吨，石灰271克/吨及重铬酸钾3克/吨，其余药剂均降低或持平。1986年1—4月份选矿药剂成本0.78元/吨（含硫酸锌涨价在内），1985年同期0.80元/吨，减少0.02元/吨。

658,793吨/年×0.02元/吨＝1.3万元/年

每年可节省药剂费用1.3万元。

四、作用机理探讨

高分子化合物在浮选工业中的应用，科研和生产方面已取得一定成效。但有关Fe-2*在选锌工艺中的应用，目前尚未见报道。桓仁铜锌矿选矿厂应用Fe-2*试验研究的初步认识如下：

1．Fe-2*是一种以纸浆废液为主要原料合成的棕黑色粉状高分子有机化合物，其主要成分为含有多羟基、酚基、甲氧基的高分子聚合物木素磺酸盐，具有良好的水溶性和化学活性，可作为抑制剂。

2．试验中发现，Fe—2*少量添加，抑制力就较强，可能是由于Fe—2*分子量大，分子链长，又有很多极性基团，各极性基团分子选择性地吸附在矿物表面形成亲水性胶体吸附膜。因此，只需添加少量的Fe—2*即可起到抑制铁矿物和硅酸盐类脉石矿物的作用。

3．Fe—2*在应用时，必须在一定的碱性介质中，才能产生最大化学活性。

4．实践证明，Fe-2*在锌浮选中添加时，与$CuSO_4$配合使用效果最佳，可能是$CuSO_4$活化闪锌矿，而Fe-2*选择性吸附在脉石矿物和铁矿物表面，减少了闪锌矿机械夹杂而被抑制的可能性，从而有效地发挥了捕收剂的选择性，使闪锌矿上浮的几率增加。

五、结　　语

1．选锌工艺中加少量Fe-2*，Fe-2*与石灰、$CuSO_4$等药剂配合使用，能有效地降低锌精矿含铁，提高锌精矿质量和回收率。

2。在铜铁型矿石数量增大，锌原矿品位极低（0.4—0.6%）条件下，用活性炭控制选锌最终精选作业泡沫刮出量，或采用间断刮泡的方法，通过Fe-2*作用，亦可相对保证选锌工艺的质数量指标。

3。Fe-2*产品性能稳定，水溶性好，无毒无味，使用方便，价格低廉，宜于工业生产推广应用。

4。尚存问题。

(1) 在Fe-2*工业试验中，获得较好的方法（“混法”与“精粗法”）因受到现场客观条件限制，生产上至今没得到应用，尚待研究解决之。

(2) 选锌工艺中加Fe-2*，原矿需加入600克/吨以上的石灰，选别效果好，但原矿石灰用量超过500克/吨，因石灰对方铅矿有抑制作用，铅、铜矿物后串，易造成锌精矿含铅、铜升高。为解决这一矛盾，于等可浮选作业尾矿加入200—400克/吨石灰，其效果不及原矿多加石灰明显，且多消耗了石灰用量，需进一步研究改进。

铅锌原矿品位及氧化率对浮选指标的影响

北京有色金属研究总院　　卢凤玲　张秀华

一、引　　言

白银是我国急需的矿产资源，因国内供不应求，现仍需进口约年需用量的40%以弥补其不足。这一严峻的现实促进了银的开发利用，近几年对银矿资源的勘探、银矿山的建设及伴生银的综合回收工作均有较大的发展。

桐柏银矿是我国当前已开始建设的一个大型银矿山，银储量丰富，开采条件良好。矿石中除银矿物外还伴生少量的铅、锌、硫、金等金属矿物。按以银为主综合回收铅、锌、硫的原则，在流程方案对比的基础上，采用优先浮选—重选—氰化工艺流程进行了扩大试验、试验结果表明，所采用的流程适于处理桐柏以银为主伴生少量铅、锌、硫的多金属复合矿，银总回收率大于90%，为我国第一座大型银选厂的建设提供了设计依据。选厂建设规模为1000吨/日，年净盈利可达1500余万元。矿山将于1989年10月建成试车。

考虑到生产中原矿性质会经常有所波动，为考察未来生产中原矿品位或氧化率发生变化时对产品指标的影响程度，我们对原矿品位、氧化率与精矿质量之间的关系进行了较系统的研究。采用不同品位及不同氧化率的9种试料进行试验研究，结果证明随原矿品位的提高，选矿指标有所上升，但变化幅度不大，而原矿氧化率对选矿指标的影响是显著的。为获得一定的选矿指标，在生产中应调节原矿氧化率的变化幅度，使之稳定在所要控制的范围内。

二、矿石工艺学研究

该矿体赋存于炭质绢云母石英片岩的断裂带中，主要金属矿物是自然银、辉银矿、方铅矿、闪锌矿、黄铁矿；主要脉石矿物是石英、绢云母、方解石等。矿石中主要元素的化学组成见表1。

表1　　矿石的主要化学成分（%）

元素	Ag（克/吨）	Au（克/吨）	Pb	Zn	S	Fe	Cu	Cd	C
含量	280	0.29	0.65	1.12	2.45	5.35	0.02	0.014	3.09
元素	As	SiO_2	CaO	MgO	TiO_2	K_2O	Na_2O	Al_2O_3	F
含量	0.033	59.9	5.46	1.49	0.30	4.10	0.19	14.14	0.062

矿石的矿物组成。

银矿物以自然银、辉银矿为主，其次是银黝铜矿、深红银矿、硫锑铜银矿、硫锑铅银矿以及少量的银金矿、角银矿等。硫化矿物以黄铁矿、方铅矿、闪锌矿为主，黄铜矿、辉铜矿次之，尚有少量铜蓝、磁黄铁矿和毒砂。氧化矿物主要是褐铁矿，其次是磁铁矿、赤铁矿、铅铁矾，脉石矿物主要是石英、绢云母，其次是方解石、菱铁矿、碳质及少量的绿泥石、角闪石、高岭土等。原矿物相分析结果铅矿物的氧化率为26.28%，锌矿物的氧化率为21.21%。原矿石中银矿物的相对含量为0.0307%、黄铁矿为3.4%、方铅矿占0.61%、闪锌矿占1.44%、石英为56.4%、绢云母为20.1%。

银矿物的嵌布特征。

自然银和辉银矿占银矿物量的90%以上，广泛分布于各类矿石中，且分布极不均匀，粒度变化范围大（5毫米—5微米），主要存在于矿石孔洞、裂隙及脉石矿物中，在其他矿物中的分布极不均匀。黄铁矿含银100～2000克/吨、方铅矿含银1400～3600克/吨、闪锌矿含银370～730克/吨。脉石中的银多呈细小包体存在。

伴生硫化物大部分粒度较粗，少量嵌布粒度细小，内部结构复杂。原矿氧化率25.87%。

三、选矿工艺流程的制定及选别结果

矿石工艺特点说明选择以浮选为主体的工艺流程是合理的。另外由于自然银的比重大、可浮性与铅锌硫有差异，需采用重选手段从浮选尾矿中再回收一部分银。流程中得出的银精矿和银硫精矿以氰化法回收银。选厂设计采用优先浮选——重选——氰化工艺流程。

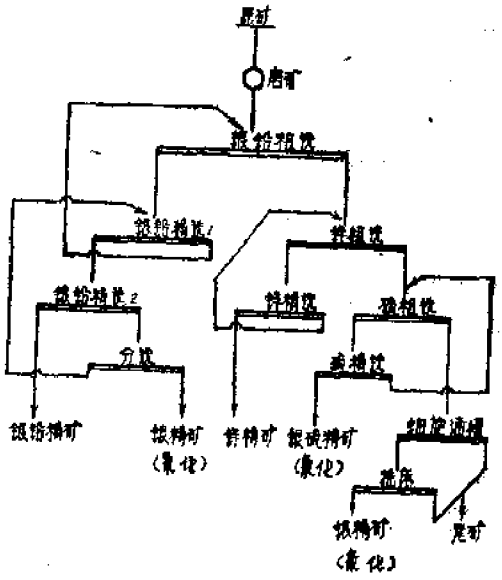


图1　优先浮选扩大试验流程

连选扩大试验流程及试验结果见图1、表2。

表2　　优先浮选扩大试验结果（%）

产品名称	产率	品位				回收率			
		Ag（克/吨）	Pb	Zn	S	Ag	Pb	Zn	S
银铅精矿	1.20	12625	38.31	6.38	16.75	54.11	68.61	7.16	9.44
银精矿	2.55	2252	1.44	2.90	4.15	20.72	5.86	6.91	4.97
锌精矿	1.20	700	0.91	48.64	24.89	3.00	1.63	54.55	14.02
硫精矿	4.70	545	0.75	2.32	30.30	9.15	5.26	10.19	66.86
重选银精矿	0.68	1438	1.49	0.98	0.79	3.24	1.51	0.62	0.25
尾矿	89.67	33	0.13	0.25	0.11	9.78	17.13	20.57	4.46
原矿	100.00	280	0.67	1.08	2.16	100.00	100.00	100.00	100.00

扩大试验重现了小型试验的结果，指标稳定。

表3　　不同品位原矿试料分析结果（%）

试样编号	品位			
	Ag（克/吨）	Pb	Zn	S
B—1	201.7	0.54	1.00	2.10
B—2	256.0	0.66	1.16	1.98
B—3	280.0	0.68	1.17	2.36
B—4	314.4	0.82	1.31	2.31

表4　　不同氧化率原矿试料分析结果（%）

试样编号	品位				铅氧化率
	Ag(克/吨)	Pb	Zn	S	
0—1	280	0.75	1.61	2.36	8.70
0—2	289	0.76	1.41	2.16	14.38
0—3	289	0.72	1.60	2.51	33.16
0—4	298	0.76	1.59	2.28	46.16
0—5	283	0.68	1.47	2.03	57.81

四、原矿品位和氧化率与精矿指标的关系

在实际生产中原矿品位和氧化率不可避免地会发生变化，矿山可采取分坑出矿等措施加以调节，但不能完全控制。为考察未来选厂生产中原矿品位及氧化率发生变化时对生产指标的影响程度，采用图1流程对原矿品位、氧化率和精矿指标之间的关系进行了研究。根据矿床性质及采矿中可能发生的变化，采取四种不同品位的原矿和五种不同氧化率的矿石进行试验，对不同品位的原矿尽可能使其氧化率相近，同样对不同氧化率的原矿，尽可能使其品位接近，但仍不可避免地有所差异，但做到了基本一致。四种不同品位原矿试料化学分析结果见表3，五种不同氧化率的试验试料分析结果见表4。

按图1流程在药剂制度、工艺条件相同的情况下进行闭路试验，结果见表5、6，图2、3。

表5　　原矿品位和精矿指标的关系（%）

试样号	产品名称	品位				回收率			
		Ag	Pb	Zn	S	Ag	Pb	Zn	S
B—1	铅精矿	14500	30.00	3.11	9.58	51.46	39.71	2.24	3.27
	银精矿	930	2.06	1.64	3.72	7.33	5.97	2.62	2.82
	锌精矿	600	2.00	49.07	25.86	3.76	4.67	62.23	15.57
	硫精矿	365	1.11	0.85	28.55	7.45	8.45	3.51	56.02
B—2	铅精矿	14475	40.83	6.65	12.32	52.61	55.73	5.14	5.61
	银精矿	1010	1.60	2.18	4.32	6.73	4.00	3.09	3.61
	锌精矿	500	0.84	50.92	25.91	2.77	1.75	59.96	17.96
	硫精矿	335	1.02	1.16	25.06	5.55	6.34	4.09	51.98
B—3	铅精矿	17625	39.84	5.84	13.10	53.95	53.29	4.38	4.88
	银精矿	1860	2.06	2.69	5.89	9.96	4.82	3.53	3.84
	锌精矿	550	2.25	55.18	28.48	2.26	4.04	55.47	14.23
	硫精矿	338	0.92	1.40	29.36	6.05	6.45	5.50	57.32
B—4	铅精矿	16300	40.40	5.41	11.49	53.71	51.36	4.31	5.18
	银精矿	1490	2.38	2.98	5.39	8.78	5.41	4.25	4.35
	锌精矿	580	1.53	47.86	25.67	3.05	3.10	60.87	18.48
	硫精矿	385	1.40	0.90	28.67	5.25	7.30	2.97	53.48

注：银品位单位为克/吨。

表6　　原矿氧化率和精矿指标的关系（%）

试样号	产品名称	品位				回收率			
		Ag（克/吨）	Pb	Zn	S	Ag	Pb	Zn	S
0—1	铅精矿	10400	34.35	5.15	17.19	67.13	76.88	6.07	13.86
	银精矿	820	0.59	2.30	3.87	3.79	0.95	1.94	2.23
	锌精矿	410	0.98	49.45	26.64	3.40	2.82	74.89	27.58
	硫精矿	400	1.00	2.20	26.78	4.89	4.24	4.92	40.90
0—2	铅精矿	15100	37.38	4.07	14.97	73.95	73.79	10.62	12.06
	银精矿	640	0.92	3.18	6.59	3.74	2.17	3.64	6.33
	锌精矿	620	0.98	49.26	24.59	4.14	2.61	64.44	26.99
	硫精矿	285	1.29	1.98	18.25	3.07	5.60	4.18	32.33
0—3	铅精矿	14200	30.36	3.15	9.84	57.32	49.88	2.93	4.23
	银精矿	1070	1.38	1.60	4.03	7.40	3.88	2.55	2.97
	锌精矿	725	2.26	51.16	26.78	3.58	4.54	58.10	14.07
	硫精矿	380	0.82	0.75	31.07	7.61	6.69	3.46	66.26
0—4	铅精矿	14650	17.16	4.27	12.69	57.23	28.97	3.47	3.82
	银精矿	1070	1.72	3.10	9.37	9.17	6.37	5.52	6.19
	锌精矿	650	1.80	41.62	24.91	2.42	2.90	32.21	7.16
	硫精矿	310	0.66	0.46	34.22	6.80	6.25	2.10	57.87
0—5	铅精矿	15075	13.87	4.87	17.98	55.56	25.37	3.97	5.14
	银精矿	830	1.17	2.61	19.80	9.39	6.57	6.53	17.37
	锌精矿	805	1.38	35.46	20.15	3.46	2.94	33.68	6.71
	硫精矿	275	0.70	0.48	27.01	5.48	6.93	2.12	41.74

由表5、表6、图2、图3可知随原矿中银铅锌品位的提高，精矿指标相应上升，但变化幅度不大，即银精矿指标在一定范围内与原矿品位的变化关系不明显。铅锌硫的变化情况亦大至相近。相比之下原矿氧化率的变化对浮选指标的影响较大。随原矿氧化率的提高，铅、锌精矿品位和回收率明显下降，但对银指标的影响相对较小。

上述研究结果对指导选厂生产具有实际意义。为稳定生产指标需采取适当措施控制原矿氧化率的变化范围，或相应地调整浮选工艺条件特别是药剂制度，否则将不能维持正常生产。出矿品位在一定范围内变化一般不需要对选矿工艺进行较大的调整。

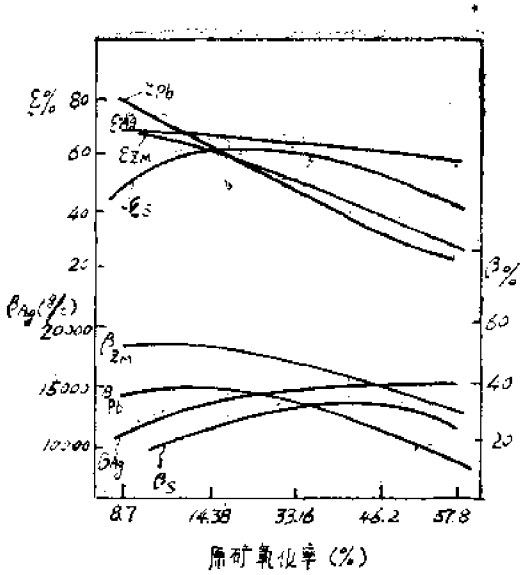


图2　原矿品位与精矿指标关系曲线

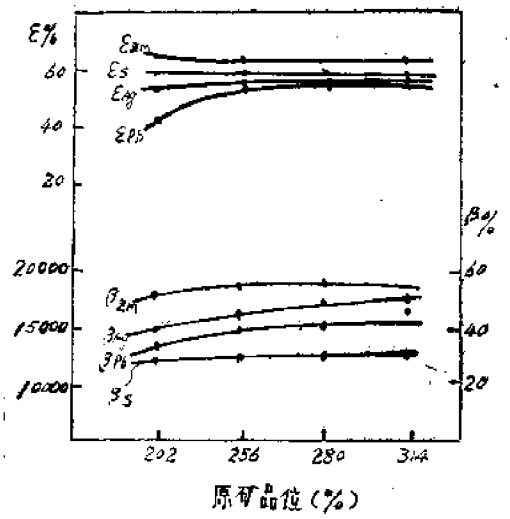


图3　原矿氧化率与精矿指标关系曲线

五、结　　语

对桐柏银矿所进行的不同原矿品位、不同氧化率试料对浮选指标影响情况的研究结果证明，所采用的优先浮选工艺条件及流程能在一定范围内适应原矿品位的波动，但在原矿氧化率发生较大变化时将使生产指标受到较大的影响。因此生产中需要采取一定措施控制原矿氧化率的变化或采取配矿方法加以调整，以保证生产指标的稳定性。