

第一届全国铜资源及难 选铜矿利用研讨会 论文集

613

中国有色金属学会选矿学术委员会
中国有色金属学会地质学术委员会
中国有色金属总公司昆明公司
云南锡业公司个旧选厂
中国选矿科技情报网
中国有色金属总公司选矿情报网

1990年

目 录

1. 我国铜资源的形势分析与对策.....桂林冶金地质学院 蒋述兴 (1)
2. 浙江铜资源开发利用现状及存在问题.....
.....中国有色金属工业总公司浙江地质勘查局 华锡棠 (6)
3. 湖北石头咀氧化铜铁矿石工艺矿物学研究.....广州有色金属研究院 梁冬云 (9)
4. 云南地区难选氧化铜矿选矿技术进展.....昆明工学院 张 覃 张文彬 (13)
5. 乙二胺磷酸盐和D₂药剂活化难浮氧化铜的研究.....
.....昆明工学院 徐晓军 刘邦瑞 (18)
6. 氧化铜矿石浮选.....昆明冶金研究所 赵 援 (23)
7. 氧化铜矿浮选捕收剂的研究与使用现状.....昆明工学院 何发钰 张文彬 (35)
8. 含有硫酸铜的含铜黄铁矿氧化混合矿选矿工艺研究.....
.....北京矿冶研究总院 高新章 (42)
9. 提高石头咀氧化铜矿石回收率的选矿工艺.....北京有色金属研究总院 杨奉兰 (48)
10. 对难选氧化铜矿的提取利用研究综述.....
.....东川矿务局科研所 李文孝 王德华 (56)
11. 氧化铜矿尾矿再选的研究.....湖北大冶石头咀矿 刘汉兴 (59)
12. 分支串流浮选流程在难选氧化铜矿中的实践.....大姚铜矿一选厂 李昌荣 (63)
13. 赣州有色金属冶炼厂铜铋混合精矿高梯度磁分离铜铋试验研究.....
.....中南工业大学 孙仲元 何平波 赣州有色冶炼厂 余文华 (69)
14. 硫化铜矿石诱导浮选技术及应用研究.....
.....中南工业大学 李柏淡 吉干芳 孙水裕 王云楚 (75)
15. 新疆哈巴河县阿舍勒铜矿含铜黄铁矿铜的回收及综合利用.....
.....新疆地质矿产局实验测试研究中心 胡 瑛 王亚莉 热比亚 (81)
16. 大冶铁矿矿石应用分支浮选探讨.....武钢矿山研究所 刘文波 何国瑾 (87)
17. 用腐殖酸钠抑制黄铁矿提高铜精矿品位的研究.....广西冶金研究所 李毓英 (91)
18. 文峪金矿伴生铜的综合回收研究.....西北矿冶研究院 王录媛 王庚辰 (95)
19. 亚硫酸浮选分离铜铅混合精矿的研究.....西北有色金属地质研究所 段 珠 (99)
20. 红透山铜矿选矿工艺流程评述.....红透山铜矿选厂 孟克礼 (102)
21. 含铜黄铁矿选矿实践.....红透山铜矿选厂 许小敏 (108)
22. 电化法排除铜离子对铜硫分选效果的探讨.....南京冶金学院 施辉亮 (115)
23. 单独处理细泥矿对提高选矿综合效益的生产实践.....麻阳铜矿选厂 谭程鹏 (120)
24. 细粒不均匀嵌布铜矿石浮选工艺的探讨.....东川矿务局 刘素英 (123)
25. 细粒铜精矿泥的脱水过滤探讨.....长沙矿冶研究院 郭汉骐 (130)
26. 德兴贫铜矿资源开发利用的研究.....北京矿冶研究总院 许士斌 张竞成 (133)
27. 低品位铜资源综合回收实践.....桃林铅锌矿 陈宝权 (138)
28. 多金属矿石中回收低品位铜生产实践.....桓仁铜锌矿选厂 王凤桐 (141)

29. 回收磁铁矿中极低品位铜的若干问题讨论.....
..... 武钢矿山设计研究所 朱惠娟 余奎香 (144)
30. 新疆富蕴县索尔库都克低品位铜矿石的综合利用初步研究.....
..... 新疆地矿局实验测试研究中心 王亚莉 胡 瑛 热比亚 (150)
31. 水口山难选铜矿物综合回收试验研究.....
..... 水口山矿务局 李绍源 贺如玉 谢和平 (157)
32. 提高小寺沟难选铜矿铜选矿回收率的研究..... 北京矿冶研究总院 汪桂兰 (162)
33. 含铜胶状黄铁矿石的选矿研究..... 北京矿冶研究总院 刘文华 (168)
34. 国内外矿产铜市场的分析与利用两种铜资源的对策
..... 中国有色金属工业总公司技术经济研究中心 张凤荣执笔 (172)

我国铜资源的形势分析与对策

桂林冶金地质学院 蒋述兴

一、我国铜资源的现状及特点

截至1983年底,全国已探明铜矿点820余处,保有铜金属储量 $\times\times\times\times$ 万吨,居世界第七位。在保有储量 $\times\times\times\times$ 万吨中,工业储量有 $\times\times\times\times$ 万吨,远景储量 $\times\times\times\times$ 万吨,分别占保有储量的53%和47%。

我国的铜资源与世界主要产铜国家对比,主要有以下一些特点:

1. 矿点分布广泛,大而富的矿很少

已探明的820余处铜矿点分布在27个省、市、自治区内,其中铜储量属大型的(>50 万吨)18处,中型的(5—50万吨)111处,小型的(<5 万吨)690余处。目前世界上铜储量(包括已开采量)超过500万吨的巨型铜矿有51个(其中品位在0.8%以上的有35个),其中美国14个,智利7个,赞比亚5个,加拿大和苏联各3个,秘鲁、扎伊尔和澳大利亚各2个,中国只有2个(其中玉龙铜矿由于外部建设条件差,在相当长时期内还难以利用)。

2. 贫矿多、富矿少

从全国保有铜储量的品位看,在保有铜储量 $\times\times\times\times$ 万吨中,约有 $\times\times\times\times$ 万吨铜储量的矿石,铜品位在0.7%左右,约占铜矿总储量的56%,铜品位在1%以上的富矿为2009万吨,约占铜矿总储量的36%,根据对1949至1983年的资料统计,我国铜矿的实际平均入选品位为0.89%,我国目前正在生产的36个主要铜矿山的平均品位为0.68%。而从国外产铜国家看,扎伊尔生产的铜矿平均品位为3.9%,赞比亚为3.23%,波兰为1.5%,智利为1.41%,秘鲁为1.07%,美国为0.71%,加拿大为0.7%,可见我国铜矿的平均品位较低。

3. 伴生的铜储量小

我国的伴生铜占相当大的比重,约占全国保有铜储量的四分之一。一部分伴生铜品位较高,如金川铜镍矿,富矿区的矿石伴生铜品位在0.83%以上;但也有一部分伴生铜的品位很低,如四川攀枝花铁矿的太和及白马矿区,吉林省的永吉大黑石铜矿,陕西省的金堆城钼矿,伴生铜平均品位在0.028—0.04%之间,低于我国某些铜原矿选矿后的尾矿品位,在目前技术经济条件下,难以回收这样的伴生铜,因而实际利用价值不大。

4. 开采利用率低

在我国现有的820余处铜矿中,已开采利用的有231处,占总数的28%,已利用的储量占总储量的47%;从储量与产量的比例来看,我国的产储比(33.8)明显低于国外主要产铜国家,如智利(127.9)、美国(123.9)、苏联(327.8)、赞比亚(155.8)、加拿大(189.5)、秘鲁(111.5)、波兰(163.5)、菲律宾(162.8)。

由于外部建设条件差(交通不便,缺水缺电,地势在海拔1600米),在一个较长时期内难以开发利用的储量有362万吨,占全国保有储量的17.3%,如西藏东部的玉龙铜矿(金属储量662万吨),马拉松多铜矿(金属储量200万吨)等。

由于矿石的铜品位低，在目前技术经济条件下，开采后将出现亏损的铜储量约有1000万吨，占总储量的17.9%。

在占保有总储量四分之一的伴生铜储量中，由于品位太低或主矿床不开发则伴生铜的储量就无法利用，在扣除已利用和因其它原因不能利用的储量外，尚有278.7万吨难以利用。

从全国保有储量5574万吨中扣除前述各项暂不能利用的储量（共计约2240.7万吨）外，尚余3333.3万吨，若再扣除此余下储量中的远景储量（远景储量按46.1%考虑，约1566.6万吨，此比例是根据华北、东北、华东、中南、西南、西北的远景储量所占该地区总储量的比例求得的平均值），则目前可供利用的工业储量仅有1796.6万吨（其中包括已利用储量，以下同）。

二、铜的产量和需求量预测

1. 世界铜的产销现状

自1980至1985年，世界矿产铜产量和精铜产量的上升幅度不大，1985年的产量分别为840万吨和968万吨，分别比1980年增长了9%和4.6%。1985年的精铜消费量为966万吨，比1980年增长3%，显然，消费量的增长速度超过同期的矿产铜产量和精铜产量的增长。在这几年间，世界平均年消费量约为943万吨，而精铜平均年产量为952万吨，出现了供稍过于求的局面。因而市场库存增多，伦敦金属交易所和美国商品交易所精铜总库存量自1980年以后逐年累积，到1983年达80多万吨，1985年和1986年虽然减少一些，但仍分别为29.7万吨和25.7万吨。1986年以后，世界矿产铜产量和精铜产量比前几年下降，致使世界铜市场出现缺口。但在1989年又转向供稍过于求，预计今年的世界精铜产量将达821万吨，铜的消费量在817万吨。今年1月份以来，伦敦金属交易所的铜库存量至少保有7.9万吨。估计今后供稍过于求的形势将会继续一段时期，国际市场铜价不会暴涨，亦不会暴跌。

2. 我国铜的供需预测

(1) 铜的产量预测：在进行铜产量预测时，主要从以下诸方面进行考虑。

① 现有铜矿山的生产潜力：截至1983年末，我国已建成铜矿山120座（一些县、乡镇办的矿山未计入），除已闭坑的矿山外，现共有设计年生产能力约5595.8万吨，其中建成的年生产能力约5277.4万吨。实际年生产能力占建成年产能力的60%左右。预计从1990至2000年，由于通过老矿山挖潜改造，矿产铜产量每年可平均递增1.71万吨。

表1 我国铜矿山生产能力变化情况（矿石：万吨）

1965年以前		1966至1975年		1976至1985年	
新增能力	闭坑	新增能力	闭坑	新增能力	闭坑
1300.4	75.9	1365.0	34.7	1710.5	102.3

② 建国以来的铜矿山新增能力和闭坑情况：1985年以前，铜矿山新增生产能力大于同时期的闭坑能力（见表1）。

③ 矿产铜产量新增情况：建国以来各时期按铜金属计的生产能力新增情况见表2。

由表2可知，建国后的三十余年累计新增铜生产能力26.43万吨，平均每年递增0.76万吨。

表2

铜生产能力新增情况 (金属, 万吨)

时 期	1949— 1952	1953—1957	1958—1965	1966—1970	1971—1975	1976—1984
新增能力	0.28	1.36	9.76	3.11	6.27	5.70
平均(每年)	0.07	0.27	1.22	0.62	1.25	0.63

④1990年前后主要矿山新增情况: 预计1986—1992年至少新增矿石生产能力3316.5万吨/年, 如金山铜镍矿二期工程(20000吨/日)、江西德兴铜矿二期工程(15000吨/日)和三期工程(60000吨/日)、白银公司折腰山深部出矿(3000吨/日)、江西武山铜矿(南带, 1500吨/日)、浙江平水铜矿(500吨/日)和建德铜矿(500吨/日)预计1990年以后新增的生产能力, 每年可产出铜精矿含铜9.61万吨。

⑤再生铜的生产: 由物资部牵头拟定的再生资源领域1990—2000年科技发展重点, 将列入国家科技发展纲要。在有色金属再生利用方面, 其中废杂铜综合利用工艺将得到研究。因此, 我国再生铜的产量将会有所增长。笔者依据国内外再生铜的产量占铜消费量的比例, 对我国的再生铜产量进行预测。再生铜悲观产量是按我国1985年再生铜产量占铜消费量的比例(12.44%)计算, 按此比例计算相当于按世界1990—2000年再生铜产量的平均递增率(3—4%)计算。乐观产量是按美国1980—1984年再生铜产量占消费量的比例平均值计算。

⑥国家在发展铜金属生产方面的政策: 从1990年1月起, 国家对开采利用低品位铜矿(指露天开采矿品位0.4%以下, 井下开采矿品位在0.5%以下的铜矿)给予价格优惠。例如1990年凡计划利用低品位铜矿生产的电解铜, 暂按国家物价局规定的最高限价执行, 即最高出产限价17670元/吨, 最高销售限价18500元/吨; 计划外的铜精矿各品种规格(纯金属), 由原来的全国统一最高限价7250元/吨提高到9500元/吨, 电解铜最高限价由16000元/吨提高到18500元/吨。按照此铜精矿价格(根据收支平衡原则计算), 地下铜矿的最低工业品位起码可降到0.21%。这样, 由于国家在铜生产方面采取倾斜政策, 我国现有铜矿山将会挖掘潜力, 老矿山将会延长生产年限, 县、乡镇办矿和个体民采的积极性亦会提高, 再加上我国新的铜矿山的建设, 估计我国铜产量在2010年以前将有增无减。

矿山铜产量和再生铜产量的预测结果列入表3。

(2) 铜的消费量预测: 建国后的三十余年, 我国铜的消费量平均递增率为10.2%, 1980—1989年平均递增12%左右。另外考虑到我国是发展中国家之一, 今后随着国民经济的发展, 我国铜的消费量仍将会以较高的速度增长。因此, 笔者采用指数平滑法, 以1980—1985年的铜消费量为原始数据, 对未来的铜消费量进行预测, 平滑系数取0.3, 求得预测模型为: $Y_{t+T} = 73.77 + 4.35T$ 。

铜的产量与消费量预测结果列入表3。由表3可以看出, 未来的供需缺口很大, 自给率仅有55—65%。

三、我国铜资源保证程度预测

在进行铜资源保证程度预测时, 根据前述 $Y_{t+T} = 73.77 + 4.35T$ 计算出精铜需求量, 根据精铜需求量折合为开采金属量。考虑到采选冶过程中的金属损失、冶炼总回收率、选矿回收率和采矿损失率分别按97%、87%和11.6% (即回收率为88.4%) 计算。例如, 1995年的

表3 我国铜产量和需求量的预测及其对比结果(万吨)

项 目	1995年	2000年	2005年	2010年
精矿含铜量	50.5	62.4	65.6	68.9
折合电解铜	48.6	59.9	63.6	66.8
再生铜产量				
悲观产量	14.6	17.3	19.9	22.6
乐观产量	25.7	30.6	35.2	40.4
合计				
铜的悲观产量	63.2	77.2	83.5	89.4
铜的乐观产量	74.3	90.5	98.8	107.2
铜的需求量	117.3	139.0	160.8	182.5
产需相差				
悲观值	54.1	61.8	77.3	93.1
乐观值	43.0	48.5	62.0	75.3
自给率				
悲观值	53.9	55.5	51.9	49.0
乐观值	63.3	65.1	61.4	58.7

注:表中的自给率下降,是因为现有矿山挖潜改造到2000年达到限量的结果。

开采金属量为: $Y_{85+10} = [73.77 + 4.35 \times 10] \div 97\% \div 87\% \div 88\% = 159.9$ 万吨,历年的开采金属量计算结果列入表4。

表4 铜的开采量预测结果(万吨)

年份	精铜需求量	开采金属量	累 计	年份	精铜需求量	开采金属量	累 计
1991	99.9	134.5		2005	160.8	216.5	2632.3
1992	104.2	140.3	274.8	2006	165.1	222.3	2854.6
1993	108.6	146.2	421.0	2007	169.5	228.2	3082.8
1994	112.9	152.1	513.1	2008	173.8	234.1	3316.9
1995	117.3	157.9	731.0	2009	178.2	239.9	3556.8
1996	121.6	163.8	894.8	2010	182.5	245.8	3802.6
1997	126.0	169.6	1064.4	2011	186.9	251.6	4054.2
1998	130.3	175.5	1239.9	2012	191.2	257.4	4311.6
1999	134.7	181.3	1421.2	2013	195.6	263.3	4574.9
2000	139.0	187.2	1608.4	2014	199.9	269.2	4844.1
2001	143.0	193.1	1801.5	2015	204.3	275.1	5119.2
2002	147.7	198.9	2000.4	2016	208.6	280.9	5400.1
2003	152.1	204.8	2205.2	2017	212.0	286.8	5686.9
2004	156.4	210.6	2415.8	2018	217.3	292.8	5979.5

从表4计算结果可以看出,假定从1991年开始,我国的自产铜量一直能满足国内消费的需要,则铜资源的动态保证年限按1983年保有总储量 $\times \times \times \times$ 万吨计算为27年;按保有工业储量 $\times \times \times \times$ 万吨计算为17年;按目前可供利用的保有工业储量 $\times \times \times \times$ 万吨计算为11年。

若自产铜不能自给,则按照矿产铜产量来计算保证年限,以表3中1991—2010年的平均矿产铜量61.9万吨折合为开采金属量(按前述方法)83.3万吨计算动态保证年限,按保有总储量 $\times \times \times \times$ 万吨计算为66.9年,按保有工业储量 $\times \times \times \times$ 万吨计算为35.4年,按目前可供利用的保有工业储量 $\times \times \times \times$ 万吨计算为21.6年。

若以目前生产铜精矿含铜29万吨(1988年实际已达产26.97万吨)的生产能力,折合为

开采金属量为39.1万吨,据此计算静态保证年限,按保有总储量 $\times\times\times\times$ 万吨计算为147.7年,按保有工业储量 $\times\times\times\times$ 万吨计算为75.4年,按目前可供利用的保有工业储量 $\times\times\times\times$ 万吨计算为46.0年。

从前述铜的保有总储量动态保证年限来看,保证年限并不算短,这说明我国铜资源比较丰富;从铜的保有工业储量动态保证年限看,我国的铜资源将在2010年面临严重枯竭。若要尽可能实现矿产铜自给,则加速现有矿体外围的远景储量勘探,和抓紧勘探、开发新的铜矿已刻不容缓。

从静态保证年限来看,与世界铜资源静态保证年限40年相比,拉得太长,加速现有储量的开发利用是急待研究解决的问题。

四、对策和建议

如前所述,在充分挖掘老矿山和1990年前后新建矿山的潜力后,我国的自产铜量仍不能满足消费的需要,供需缺口仍然很大,倘若长期依靠进口来补满铜的消费缺口,从宏观技术经济评价的角度来分析,不可取。鉴于篇幅有限,本文不予详述。今后,应充分利用现有铜矿资源,尽可能减少铜的进口量。为实现这一对策,笔者建议:

1. 加强对铜矿资源的勘探

(1) 为延长老矿山的服役年限,应加强在老矿区外围寻找后备资源的工作。

(2) 增加正在勘探铜矿的投资,以加速勘探工作。

(3) 加强在长江中下游及其他建设条件较好的地区寻找新的大中型铜矿的工作。

2. 积极安排铜矿山的建设工作

如安排黑龙江的多宝山铜矿、内蒙古的西旗铜矿和霍克气铜矿、安徽铜陵的冬瓜山铜矿、甘肃的白山堂铜矿、广东的大宝山铜矿、江西的堆门山铜矿、四川的李伍铜矿等的建设。

3. 加速铜矿工业新技术的研究和推广

如加速溶浸和细菌浸出提铜工艺的研究,采用大规模重选—浮选联合选矿工艺处理贫矿的研究等。

4. 深入持久地在铜工业各企业开展全面质量管理,降低生产成本,特别是降低选矿成本

5. 提高再生铜的产量

目前我国再生铜的产量仅占铜消费量的12%左右,低于工业发达国家水平。今后国家要加强杂铜回收的统一管理,以缓解国内铜的供求矛盾。

(参考文献略)

浙江铜矿资源开发利用现状及存在问题 (摘要)

中国有色金属工业总公司浙江地质勘查局 华锡棠

一、浙江铜矿资源开发利用现状

浙江矿产资源以非金属为主,非金属资源丰富,而金属矿产相对不足。截止1988年年底探明铜矿(含共生、伴生铜矿)矿产地27处,保有总储量34.17万吨;其中单一及以铜为主的铜矿产地10处,储量为30.07万吨,占总储量的87.98%;10处铜矿中3处为中型铜矿(绍兴西裘、建德岭后、淳安潘家铜矿),其储量为27.72万吨,占92.22%,其余7处均为小型铜矿,甚至仅铜金属数百吨的矿点。

全省27处铜矿中11处已开发利用,储量利用率为78.29%,开发利用程度较高,年产铜精矿金属量约3300吨,仅能满足小型富春江铜冶炼厂所需铜精矿的二分之一,其余需外省调入,富春江冶炼厂原料难以保证,因而急需增加矿山铜精矿产量,增加富春江冶炼厂原料自给率。

从省内铜矿资源分析,中型西裘及岭后铜矿均已开发利用,而探明储量占第三位的中型潘家铜矿尚未开发,该矿是贫铜矿矿石,但可露天开采,品位已达露采工业要求,且共生锌、硫可以综合利用。问题是属于难选矿石,初步可选性试验选别指标不佳,省冶金局已确定再采样作详细选矿试验,期望选矿效果提高,达到开发该矿床的目的。

现将潘家铜矿地质特征及初步可选性试验情况向研讨会介绍,希望得到启发与帮助,有利于攻克该铜矿的选矿难关。

二、潘家铜矿地质特征

潘家铜矿系层控型铜矿,矿体呈层状、透镜状赋存于上震系白云质灰岩中,共分上下两层矿,上层矿为铜锌矿石,下层矿为铜矿石。分布在4个向斜构造核部;共6个矿体,矿体长76—320米、厚度6.53—22.13米,其中铜锌矿体4个($\text{Cu}0.52—0.67\%$ 、 $\text{Zn}1.09—2.06\%$)、铜矿体2个($\text{Cu}0.6—0.68\%$)。矿石氧化不强、氧化带不发育,氧化深度一般小于10米,主要以硫化矿石为主,矿体出露于山脊,矿体上覆盖层厚度不大,剥离系数小于1,适宜露天开采。探明矿石量467万吨、铜金属量2.95万吨、锌金属量2.42万吨。

三、淳安铜矿矿石物质组分及初步可选性试验结果

1. 矿石类型及矿物组分

矿石类型以浸染型矿石为主,次为条帚状、团块状矿石。矿石矿物组分见矿物定量分析结果(表1)。

现将主要金属矿物叙述如下:

表1

矿物定量分析

矿物	黄铁矿	磁黄铁矿	闪锌矿	黄铜矿	铜蓝	磁铁矿	辉铜矿	方铅矿	滑石
含量(%)	13.4	3.86	1.3	1	微	0.11	微	微	16.86
矿物	透辉石	绿泥石	绢云母	透闪石	蛇纹石	石英	碳酸盐	石榴子石	矾类矿物
含量(%)	12.50	12.33	10.67	9.80	9.13	5.53	1640	微	微

(1) 黄铜矿：粒状为主，次为不规则粒状、乳滴状、细脉状等。粒状、不规则状一般分布于闪锌矿、黄铁矿、磁黄铁矿裂隙及边缘处或包于黄铁矿粒隙处；脉状者与黄铁矿伴生成连晶；乳滴状者多产于闪锌矿晶粒中，磁黄铁矿中黄铁矿包体也可见。黄铜矿粒径一般0.01—0.05mm，最大0.1—0.3mm，最小的0.001—0.005mm。

(2) 闪锌矿：呈微细粒状、不规则形状、港湾状，晶体中包体较多，有黄铜矿、磁黄铁矿呈乳滴状、串珠状被包于闪锌矿中，被包的黄铜矿、磁黄铁矿粒径0.002—0.004mm，破碎时包体矿物难以从闪锌矿中解离出来。闪锌矿粒径一般0.01—0.05mm，最大0.1—0.2mm，最小0.001—0.005mm。

(3) 黄铁矿：它形粒状晶为主，次为自形晶粒，不规则状、港湾状、网脉状、胶状等，常与闪锌矿、黄铜矿连晶，并包有黄铜矿、磁黄铁矿晶粒，黄铁矿粒径0.05—0.1mm，最大0.5—0.7mm，最小<0.05mm。

(4) 磁黄铁矿：它形粒状晶为主，次为不规则状、长条状、乳滴状。粒径0.05—0.1mm，最大1—1.5mm，最小0.05—0.001mm。

2. 矿石化学组分：化学多元素分析如表2。

表2

化学多元素分析

元素	Cu	Zn	S	TFe	Cd	In	Ga	Ge
含量(%)	0.64	1.57	12.05	18.90	0.017	0.0031	0.0025	0.002
元素	Bi	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	MgO	CaO	P ₂ O ₅	MnO
含量(%)	0.051	34.17	1.51	0.022	18.57	1.12	0.181	0.09

3. 矿石物相分析：铜矿物及锌矿物物相分析见表3、表4。铜硫化物及锌硫化物分别为88.24%及84.27%，属混合矿石。

表3

铜矿物物相分析

名称	硫化物		氧化物			总量
	原生铜	次生铜	自由铜	硫酸铜	结合铜	
含量(%)	0.39	0.19	0.06	0.011	0.0063	0.6573
分布率(%)	59.33	28.91	9.14	1.68	0.94	100.0

表4

锌矿物物相分析

名称	硫化物		氧化物				总量
	非磁性	磁性	非磁性	磁性	异极矿硅锌矿	硫酸锌	
含量(%)	1.37	0.06	0.10	0.015	0.063	0.089	1.697
分布率(%)	30.73	3.54	5.89	0.88	3.72	5.74	100.0

4. 初步可选性试验结果

70年代末期在矿床勘查时,采初步可选性试验样品一个,样品矿石品位Cu0.64%、Zn1.57%、S12.05% (与矿区平均品位接近),委托冶金部天津地调所进行可选性试验,其试验结果如下:

根据矿石物质组分特点,原矿磨矿细度达-0.074mm70%,采用羧甲基纤维素抑制易浮脉石,得混全浮粗精矿,粗精矿浓缩过滤再磨后,全部小于0.074mm, -0.034 mm 含量达63.7%,抑硫浮铜锌,铜锌再分离,锌浮选精矿磁选除铁的流程。可获得的铜精矿含铜19.32%, 锌12.37%, 铜回收率40.30%; 锌精矿含锌42.93%, 铜2.21%; 锌回收率63.64%; 硫精矿含硫38.97%, 回收率54.4%的结果。

另外, 锌精矿中含镉0.337%, 达到冶炼工业品位, 含银0.062%, 含铋0.20%, 可供综合回收。

四、存在问题及措施

1. 潘家铜矿可选性试验选别指标不佳,系下列几个因素影响:

(1) 矿物间镶嵌关系密切。黄铜矿、闪锌矿与黄铁矿、磁黄铁矿常呈微细粒浸染状、同心圆环状、乳滴状结构,常互为包裹状态。铜、锌硫化物粒度一般0.01—0.05 mm, 最小0.001—0.005mm,难以单体解离。

粗选后的尾矿中损失金属矿,其原因是金属矿物与脉石矿物连生所致。

(2) 矿物组成复杂,试样矿石氧化率较高,已达混合矿石指标。矿石有易溶于水的矾类矿物(叶绿矾、镁明矾、铁明矾、胆矾),使试验样品失重损失大。由于次生硫化铜矿物的存在,矿浆中可溶性铜含量为2.1毫克/升,造成锌矿物自然活化,影响铜锌分离。另外易浮脉石滑石、绢云母、绿泥石、透辉石等,有含量较多的鳞片状矿物,这些矿物与铜锌矿物关系较密切,它们自然上浮难以抑制,影响到选别效果。

(3) 采用亚硫酸(SO_2) + 硫酸锌抑锌浮铜的方案,铜精矿中锌含量超过要求,尚未进行多方案对比。

2. 潘家铜矿属难选矿石,为了开发该矿床,增加本省矿山铜产量,提高铜精矿自给率,拟采取下列措施:

(1) 为了减少矿石氧化率,选在坑道、钻探岩芯采取重量1000公斤以上新鲜的硫化矿石试验样品,由浙江冶金研究所作详细可选性试验。

(2) 详细研究矿石可选性采用不同选矿方法和流程进行对比,选择技术上、经济上最佳选矿方案,降低尾矿品位,提高回收率,解决铜锌分离,降低铜精矿中锌含量,取得合格产品,达到开发利用目的。

(3) 进行矿床技术经济评价及开发利用可行性研究,提出矿山建设设计的依据。

湖北石头咀氧化铜铁矿石

工艺矿物学研究

广州有色金属研究院 梁冬云

石头咀矿为一氧化铜铁矿床，除富含铜、铁金属外，伴生金、银，具有较高的经济价值。该矿虽已开采利用多年，但因矿石氧化程度深，矿石性质复杂，铜的回收效果不佳，精矿品位也很低，亟待进行详细的工艺矿物学研究，以查明矿石工艺特性，制定合理的选别流程。本文着重探讨铜在矿石中的存在状态和铜矿物的工艺矿物学特性。

一、矿石物质组成特点

试样中主要有铜铁矿石和铁矿石两种自然类型。铜铁矿石中，孔雀石呈细脉状、不规则粒状、皮壳状分布于疏松多孔或土状的铁矿物中；铁矿石以赤铁矿为主，呈致密状产出。矿

表1 矿石多元素分析

元 素	Fe	Cu	S	Ag(g/t)	Au(g/t)	
含 量 (%)	51.48	2.60	0.01	10	1.0	
元 素	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	P	Mn	V
含 量 (%)	10.20	1.68	0.22	0.091	0.72	0.006

石含泥量大，铜结合率高，属于一种难选的铜矿石。

矿石多元素分析结果见表1。矿石含硫极少，说明氧化程度深，铜、铁多以氧化矿物形式存在。矿石矿物组成为：孔雀石、假孔雀石、赤铁矿、褐铁矿、磁铁矿、菱铁矿、黄铁矿、黄铜矿、辉铜矿、铜蓝、自然铜、自然金、银金矿、石英、方解石、白云石、白云母、粘土矿物等。主要矿物相对含量见表2。

表2 主要矿物相对含量

矿 物	磁铁矿	赤铁矿	褐铁矿	菱铁矿	黄铁矿	孔雀石
含量(%)	5.54	48.44	19.65	4.29	0.12	2.72
矿 物	假孔雀石	辉铜矿、铜蓝	黄铜矿	方解石、白云石	石 英	粘土矿物
含量(%)	0.78	0.21	0.01	1.83	8.29	8.12

二、铜在矿石中的存在形式

1. 铜的平衡计算

表3

矿物名称	矿物含量 (%)	铜		
		矿物含铜量 (%)	分配量 (g)	分配率 (%)
孔雀石	2.72	56.05	1.525	59.45
假孔雀石	0.78	55.38	0.432	16.84
辉铜矿、铜蓝	0.21	79.86	0.168	6.55
黄铜矿	0.01	34.56	0.003	0.12
磁铁矿	5.54	0.11	0.006	0.23
赤铁矿	48.44	0.21	0.102	3.98
褐铁矿	19.65	1.55	0.305	11.89
脉石	18.24	0.13	0.024	0.94
菱铁矿、黄铁矿	4.41	未分析		
合 计	100.0		2.565	100.0

由表3看出,矿石中82.94%的铜以铜矿物形式存在,其中氧化铜矿物含铜量占76.29%,硫化铜矿物含量仅占6.67%。分散于铁矿物和脉石中的铜占17.04%,其中大部分(11.90%)存在于褐铁矿中。这对铁精矿质量和铜的回收效果有着极大的影响,为此须进一步考察铜在褐铁矿中的存在状态。

2. 铜在褐铁矿中的存在状态

根据显微镜观察和电子探针分析,本试样褐铁矿中的铜主要有以下三种存在方式:(1)细小的硫化铜矿包裹体,但这种包裹体在褐铁矿中的数量很少;(2)孔雀石沿褐铁矿蜂窝状、海绵状孔隙充填交代,在孔雀石与褐铁矿邻接部位构成两者的混合过渡带(见照片1),由电子探针能谱测定内部孔雀石和混合过渡带成分(见表4),结果表明,混合过渡带中铁

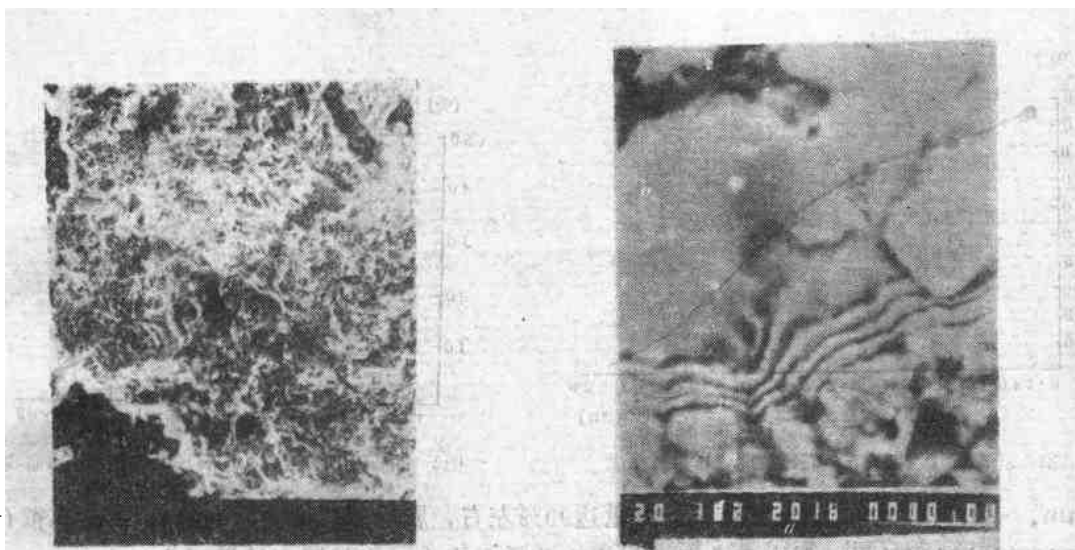
表4

元 素	内部孔雀石成分 (%)	过渡带成分 (%)
Fe	4.212	9.329
Cu	56.950	53.032
Ca	0.000	0.308
Si	0.703	1.396
Al	11.212	8.928
O	26.923	27.006
合 计	100.00	100.00

注:由于样品表面镀锌,以致测量结果含锌偏高。

和二氧化硅含量均高于内部孔雀石,说明了褐铁矿成分的存在。这种混合带的电磁性和浮游性均介于孔雀石与褐铁矿之间,造成两者分离困难;(三)另外,在试样中还发现一种具胶状结构的褐铁矿含铜较高(见照片2),其含铜量平均值:CuO14.628%,各带含铜量无明显差别(见表5),放大观察亦未见有铜的明显富集区。由此分析,铜在褐铁矿中可能是凝胶共沉淀而构成这种富铜的褐铁矿。

由于铜在褐铁矿中以上述三种形式存在,决定了本试样中褐铁矿具有以下特点:(一)在矿石中不同成因的褐铁矿含铜量差别很大,部分褐铁矿含铜量达10%以上,而部分褐铁矿不



照片1 300×

孔雀石（灰白）及其边缘与褐铁矿混合过渡带（灰黑）。

照片2 3800×

胶状结构褐铁矿

表5

测点位置	Fe_2O_3	CuO	Al_2O_3	SiO_2	CaO
核 心	75.950	16.428	1.780	5.040	0.772
暗 带	82.886	10.890	1.003	3.930	1.288
亮 带	79.953	12.993	1.014	5.138	0.902
亮 带	78.782	13.617	1.380	5.166	1.055

含铜或含铜极低；（二）机械选矿方法难以剔除褐铁矿中的铜，酸浸方法对胶状结构褐铁矿中的铜浸出是困难的。

三、铜矿物的工艺矿物学特征

1. 铜矿物的矿物学性质

（1）孔雀石 $\text{Cu}_2[\text{CO}_3](\text{OH})_2$ ：化学成分： CuO 70.16%，含 Fe_2O_3 、 CaO 、 SiO_2 等杂质。孔雀石充填于矿石晶洞、孔隙中呈放射状产出，以及呈不规则粒状交代硫化铜矿物和碳酸盐脉石，亦见孔雀石呈皮壳状分布于褐铁矿矿石中。孔雀石呈翠绿色、绿色，含多量硫化铜矿物包裹体的孔雀石呈黑绿色，与褐铁矿混杂的孔雀石呈褐黄绿色。玻璃光泽，硬度3.5—4，密度3.9—4.0，具电磁性，在 $H=7000-9500$ 奥斯特的场强下可选别。

（2）假孔雀石 $\text{Cu}_3[\text{PO}_4](\text{OH})_2$ ：化学成分： CuO 69.23%、 P_2O_5 24.77%，含 H_2O 。单斜晶系，主要粉晶谱线：4.44（100），3.43（70），3.12（90），2.42（100）。多呈隐晶质或放射状集合体，颜色蓝绿色，很鲜艳。（100）解理完全，密度4.08—4.21，硬度4.5—5。具电磁性，在 $H=8000-8500$ 奥特斯的场强下可选别。

2. 孔雀石、假孔雀石的粒度特征

本试样孔雀石、假孔雀石的粒度测量结果如图1、2所示，它们的粒径多集中于0.16—

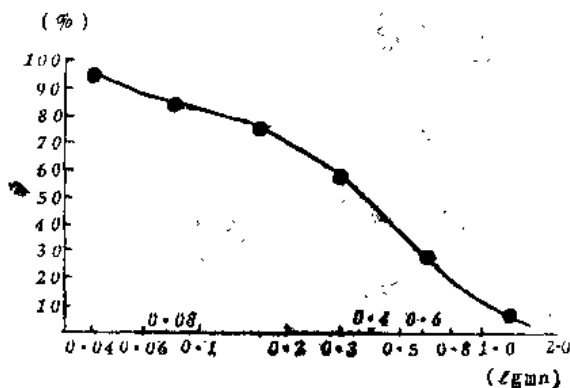


图1 孔雀石（包括假孔雀石）粒度分布累计曲线

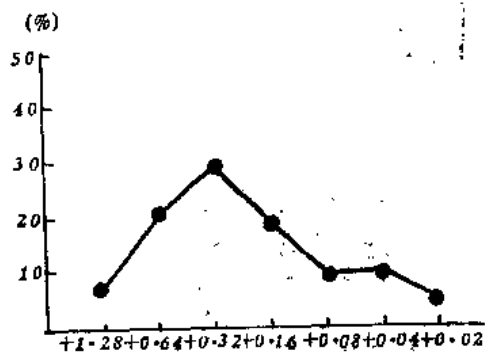
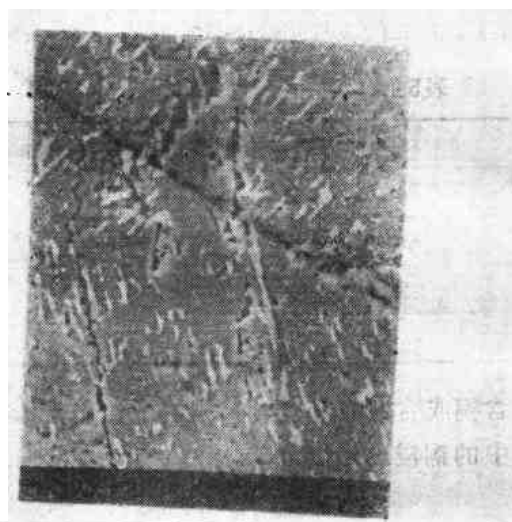


图2 孔雀石（包括假孔雀石）粒度分布频率曲线

0.1mm, +0.074mm以上各粒级累计含量达90%左右, 属中细粒嵌布。这种粒径的孔雀石本应有良好的解离效果, 但由于孔雀石与褐铁矿紧密连生, 使其解离效果不佳。

3. 孔雀石、假孔雀石与其它矿物的连生关系

在氧化淋滤作用下, 次生硫化铜矿物进一步变化成为孔雀石, 在孔雀石颗粒中常可见到星点状、孤岛状的辉铜矿、蓝辉铜矿残余体 (参见照片3), 这些次生硫化铜矿物被包裹于孔雀石中, 会增强孔雀石的浮游性; 孔雀石与褐铁矿连生, 孔雀石充填交代于褐铁矿的蜂窝状、海绵状孔隙中, 成为褐铁矿与孔雀石的混合体, 磨矿过程两者极难解离; 孔雀石、假孔雀石在铁矿石洞穴中, 以铁矿物为基底生长, 呈纤维状、放射状; 孔雀石与碳酸盐脉呈交代关系, 两者接触界面不平整, 在磨矿产品中常可见到孔雀石与方解石的连生体。



照片3 1000×
孔雀石（深灰）中分布的星点状辉铜矿（灰白）

4. 孔雀石、假孔雀石的解离性

表8 -0.074毫米占80%孔雀石（假孔雀石）解离度测算结果(%)

粒级 (mm)	产率	铜品位	粒级解离度	孔雀石的含铜量	单体孔雀石的含铜量
-0.32+0.16	1.64	2.05	36.00	0.03	0.01
-0.16+0.08	19.52	2.74	53.89	0.53	0.29
-0.08+0.04	23.13	1.99	73.55	0.46	0.34
-0.04+0.02	14.21	1.56	82.72	0.22	0.18
-0.02+0.01	27.07	2.93	93.72	0.79	0.74
-0.01	14.43	3.05	97.48	0.44	0.43
原矿	100.0	2.60		2.47	1.98

由上述测算结果计算,当试样磨至 -0.074 毫米占80%时,孔雀石(假孔雀石)的总解离度为80.56%。未解离部分多为孔雀石与褐铁矿的连生体。

四、结 语

1. 本试样氧化程度深,铜矿物以孔雀石、假孔雀石为主,硫化铜矿物含量低,且多以微细粒状分布于孔雀石中,故铜的回收仅需考虑孔雀石与假孔雀石。此外,本研究澄清了该矿区存在假孔雀石而非硅孔雀石。

2. 孔雀石、假孔雀石以中细粒嵌布,影响磨矿解离效果的主要因素是孔雀石与褐铁矿之间复杂的连生关系。

3. 本试样铜结合率高,经考察,铜主要分散于褐铁矿中,铜在褐铁矿中主要以三种方式存在:(1)以细小硫化铜矿物包裹体形式存在,但这些硫化铜包裹体在褐铁矿中数量少,不是褐铁矿富铜的主要原因;(2)孔雀石充填交代于早期形成的褐铁矿蜂窝状、海绵状孔隙中,构成了孔雀石与多孔状褐铁矿的混合体;(3)以富铜的胶状褐铁矿方式存在。

云南地区难选氧化铜矿选矿技术进展

昆明工学院 张 章 张文彬

云南被誉为“有色金属王国”,铜资源丰富,其中氧化铜资源居全国之冠,矿点星罗棋布,除大多数硫化铜矿床上部有氧化带外,还有储量巨大的独立的氧化铜矿床。这些氧化铜矿石大都具有氧化率高、含泥量大(各选矿厂含泥量均大于12%)、结合铜含量高,细粒不均匀嵌布,氧、硫混杂,粗细混合,多种矿物共存等特点,加上有的氧化铜含铜很低,这就决定了氧化铜矿石选矿的难度。

针对云南地区氧化铜矿石的特点,多年来,省内外许多单位做了大量科研工作,加强新工艺、新药剂的研究和推广,取得了较大的进展。

现在,以浮选药剂、浮选设备和联合流程进展为重点综合评述如下。

一、浮 选 药 剂

1. 捕收剂

向德昉曾对云南某地含砷难选氧化铜矿物(氧化率为80.55%,结合率为12.87%,含Cu1.20%)进行了不同捕收剂下可浮性的研究,结果表明, C_{12} -烷基氧肟酸是一种高效率捕收剂,能显著改善各种砷酸盐类氧化铜矿石的浮选指标。

在整合剂与传统捕收剂和中性油的混用研究方面,取得了很大的发展。昆明冶金研究所用苯并三唑(简称BTA,结构成为 ) 和柴油作捕收剂,进行了对光线矿、翠绿

神铜矿、橄榄铜矿及某些土状铜的砷酸盐矿物矿石的浮选。结果表明，BTA显示了良好的活性，既大大提高了矿物的浮选速度，也提高了金属回收率。通过实验证明添加BTA、黄药、煤油浮选是捕收剂的最佳组合方式，精矿品位可达19.78%Cu，回收率可达74.44%。进行的验证试验又表明对砷酸盐氧化铜矿物，硫化后混加以上几种捕收剂，与硫化黄药浮选相比，精矿品位提高了4%左右，回收率也提高了50%。工业试验也证明，这种整合剂，中性油、黄药、以及少量 C_{10-12} 酸的混加方式，能很快达到预期指标。

在捕收剂的混合使用方面，还有不少选厂进行了一些成功的尝试。东川落雪选厂改单用丁黄药为混用了黄药与丁钠黑药，取得了效益。生产中对比试验表明，混合用药可使铜的精矿品位提高2—3%，回收率提高0.75%，捕收剂、硫化钠和松醇油用量显著下降，每吨矿石总药剂费降低0.23元。

2. 调整剂

1985年，昆明冶金研究所首次提出了以2,5—二硫酚1,3,4—硫代二唑(简称DMTDA)代替BTA作为氧化铜矿石浮选活性剂。以该化合物为活性成分的浮选新药剂 D_2 ，1986年在该厂小批量生产。小街氧化铜矿硫化—黄药浮选时，同时添加适量 D_2 (0.95公斤/吨)，柴油(0.23公斤/吨)的工业试验结果，选厂回收率由40%提高到50%。此分选结果与BTA—中性油浮选时大致相同，只是BTA—柴油浮选时，无须再加黄药一类捕收剂，而 D_2 或DMTDA—柴油浮选时，只有同时添加适量黄药，才能得到良好的分选指标。1987年作了进一步的试验，选取以孔雀石为主要铜矿物的氧化铜矿石作试样，硫化后浮选，铜回收率仅39%，以磷酸乙二胺作活化剂时，回收率提高到46%，而添加苯并三唑(BTA)或DMTDA的试验，回收率超过60%，以 D_2 作活化剂的生产试验结果表明，选厂提高铜回收率10%。

以上表明，在各种类型氧化铜矿石浮选过程中，DMTDA与BTA具有十分相似的浮选性能。鉴于BTA价格较高，难溶于水，使用不太方便，而DMTDA却易溶于稀碱溶液，该厂成功地提出以DMTDA代替BTA作为氧化铜矿石浮选活性剂，在经济上带来了很大效益。

1964年，东川矿务局中心试验所研制的乙二胺磷酸盐成功运用于氧化铜矿的浮选，在国内外还没有先例。这在云南省浮选剂史上写下了光辉的一页。通过对东川矿务局四个选厂所处理的矿石进行的小型试验和工业试验，取得经验后正式在生产中应用，结果表明它是浮选东川难选氧化铜的优良调整剂。尤其对落雪的氧化铜矿石效果突出。1975年，工业试验成功，1980年正式应用于工业生产以来的实践表明：必须按矿石中铜氧化率合理确定加药量，按磨浮流程结构确定加药点，才能获得最佳效益。1983年，蔡美霞报道了自1981年以来滥泥坪选厂应用乙二胺磷酸盐的情况，指出：使用它后，不仅使选厂回收率提高3.6%（与相同性质原矿的回收率相比），而且还降低了常规药剂用量。硫化钠由原来的1900克/吨降到1422克/吨，丁黄药由原来289克/吨降到252克/吨。1985年，据报道东川落雪选厂使用乙二胺磷酸盐，铜精矿品位提高到28.5%，回收率86.8%，药剂费用则降低，年收益共为300万元；汤丹选厂使用乙二胺磷酸盐，铜精矿品位由13.9%提高到15%，回收率由63.5%增至68%。在此基础上混合使用磷酸铵，回收率进一步提高到71%。胡绍彬通过考察指出：乙二胺磷酸盐不仅是氧化铜的浮选活性剂，而且对氧化铜矿石伴生的某些银组分，也有较多的活化作用。

继东川选厂之后，大姚氧化矿选厂、郝家河选厂也先后采用乙二胺磷酸盐，不同程度地取得了一定效果。

当然，对任何一种新药剂的推广与使用，并不是一成不变的，应从实际出发。例如，汤丹