

北京图书馆藏
43639 3
中文资料

云南省铜选厂

选矿技术资料

云南省选矿情报网 編
云錫中心試驗所情报室

一九七九年十二月

052.I

前 言

在以华主席为首的党中央领导下，在党的十一大路线指引下，以及全国科学大会精神的鼓舞下，我网建网以来，在冶金部的领导下，全网共召开了九次选矿技术经验交流会即：

1、1975年9月于八家子铅锌矿召开了浮选厂自动化经验交流会。交流了自力更生搞自动化的经验。

2、1975年10月于云锡公司召开了锡选矿技术经验交流会。交流了以重为主磁、浮结合和以选为主选、冶结合，提高锡选矿回收率的经验。

3、1976年7月于凡口铅锌矿召开了铅锌选矿技术经验交流会。贯彻消除污染、保护环境的方针，交流了无氰选矿的经验。

4、1976年8月于大吉山钨矿召开了钨选矿技术经验交流会。交流了提高钨细泥回收率及选除废石的经验。

5、1976年8月于红旗岭镍选矿召开了镍选矿技术经验交流会，交流了提高镍精矿品位回收率的经验。

6、1976年9月于株洲召开了选矿药剂经验交流会，交流了究制、使用新药剂的经验。

7、1976年11月于铜陵公司召开了铜选矿技术经验交流会，交流了提高精矿品位，贯彻精料方针的经验。

8、1977年7月于大厂矿务局召开了钨锡浮选技术经验交流会，交流了用浮选方法回收钨锡细泥的经验。

9、1977年9月于八家子铅锌矿召开了第二次浮选厂自动化经验交流会，交流浮选厂推广、提高自动化的经验。

为了满足广大职工的要求，积极推广这些经验，促进选矿技术水平的提高，我们邀请了江西冶金研究、云锡公司、大厂矿务局、红旗岭镍矿、冶金部矿冶研究所、北京矿

編 后 記

我省选矿情报网于今年七至九月组织了一次全省铜选厂生产现状的调查，在调查组全体同志及有关选厂工程技术人员的共同努力下，胜利完成了本专辑的编写工作。在这次调查期间，承蒙所在单位的大力支持和帮助，使本次工作得以顺利进行，对此表示衷心的感谢。由于我们水平有限，在编写中一定存在着不少缺点和错误，谨请批评指正。

参加本次調查的有如下同志

云锡公司： 李值民、黄春健、潘和镛、杨毓珍

东川矿务局： 陈孝宗、马秉荣

易门铜矿： 师必生、施成忠

大姚铜矿： 欧阳震翠

冶研究院等网内部分成员单位，将历次技术经验交流会的技术资料，编写成《有色金属选矿技术经验交流会资料选编》。

为了便于使用，将《选编》分为五册出版即：

第一册为钨的选矿资料

第二册为锡的选矿资料

第三册为浮选厂自动化资料

第四册为铜、铅、锌、镍的选矿资料

第五册为选矿药剂资料

在编写过程中得到了供稿各单位，特别是参加编写的各成员单位的大力支持，在此表示谢意。

由于编写时间仓促，未能广泛征求意见，又加上缺乏编写经验，因此《选编》中会有不少缺点和错误，请同志们提出意见和批评。

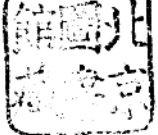
冶金部有色金属选矿科技情报网

一九七七年十二月

目 录

一、云南省銅选矿概况	(1)
二、东川銅矿落雪选厂	(15)
三、东川銅矿因民选厂	(25)
四、东川銅矿湯丹矿选厂	(34)
五、东川矿烂泥坪选厂	(40)
六、易門銅矿木奔选厂	(46)
七、易門銅矿獅子山选厂	(54)
八、大姚銅矿氧化矿选厂	(57)
九、牟定銅矿选矿厂	(62)
十、丽江銅矿选矿厂	(65)
十一、个旧市前进矿銅选厂	(66)
十二、云錫个旧选厂硫化矿	(74)
十三、云錫大屯选厂硫化矿选矿車間概况	(84)
十四、国内外銅选矿先进指标 (见目录背面)	

十五、編后記



云 南 省 铜 选 矿 概 况

概 述

云南省是我国有色金属基地之一，拥有丰富的铜矿资源。其中尤以氧化铜矿储量最大。就目前已开采的矿量而言，均以开采氧化铜矿为主，其开采量占80%以上。其次为单一硫化铜和复杂的多金属硫化铜矿等三种类型。

氧化铜矿石多属硅质白云岩和碳质白云岩类型。其氧化率达30~70%，且大部分铜矿物均以孔雀石形态产出。由于铜晶体粒度粗细不均或晶体极细微以及部分铜成为高度分散的“色染体”或为离子吸附而呈“结合氧化铜”形态，故氧化铜矿又有易选和难选之分。

单一硫化铜矿属于沉积砂岩含铜矿床类型，矿石多由浅色的石英、方解石和长石等细粒物质胶结而成的块状砂岩。含铜矿物主要以辉铜矿的形态产出，占该矿全铜的98%以上，其矿石特点是：含铜矿物绝大多数呈不规则的粒状产出，原矿含泥少，含硫和铁也比较低，但矿石较致密、坚硬、耐磨。虽如此，因其原矿含铜为1%以上，且以易浮的辉铜矿为主，而结晶粒度又呈较粗的粒状产出，故该类矿石属于易选单一硫化铜矿。

复杂的含铜多金属硫化矿，属高温热液浸染状的接触带硫化矿床。矿床分布在隐伏花岗岩顶部，赋存在砂卡岩与大理岩间，岩石基本上由致密的磁黄铁矿和辉绿色的辉石所组成的块状物。含铜品位为0.4~1.0%之间，铜矿物主要以黄铜矿的形态产出，约占全铜的80~90%。此矿石的特点是：属中硬矿石，含泥量较少，但有用金属矿物的结晶粒度较细，加之要考虑综合回收其他有用金属矿物，尤其是要考虑对锡石的回收，故给回收铜的选别带来了困难；同时也使选别工艺流程较其他单一铜矿的选别复杂化。

由于铜矿石的种类较多，性质各异，因而所采用的工艺流程虽有其共性，但也有其不同特点，无论是氧化铜矿还是单一硫化铜矿或复杂多金属硫化铜矿，迄今为止都采用浮选方法。又因矿石中的伴生组分及铜矿物嵌布粒度的粗细不同，氧化率的高低不同，含泥量的多少不同等因素，因此各类矿石在工艺流程的具体安排上也各有不同。鉴于浮选工艺是选矿作业中的一道重要工序，因而根据矿石特点采用各种新工艺，以求最大限度地高质量地回收金属资源。随着矿石品位的下降，嵌布粒度逐渐趋于细粒嵌布等特点，近几年来，我省选矿工作者针对上述矿石特性的变化，研究出许多浮选新工艺。目前已用于生产上的大

致有以下几种，其主要技术指标如表 4、表 5 所示。〔1〕

易选单一硫化铜矿（牟定铜矿）采用阶段磨矿、阶段选别，两粗、三精、二扫的选别流程。

而复杂多金属硫化矿则根据矿石中锡、铜含量高低分为以回收铜为主的优先浮选铜（云锡个旧选厂、个旧市前进矿）和以锡、铜为主的混合浮选流程（云锡大屯选厂）。其尾矿都经分级脱泥重选综合回收锡、钨、铋获混合精矿，进而进行锡——钨——铋的分离选别，以获得锡、钨、铋的最终精矿的工艺，即浮——重——浮流程。

关于氧化铜矿或氧——硫混合铜矿石则采用阶段磨矿、阶段浮选，其粗精矿集中精选（东川落雪、易门木奔等选厂），以及阶段磨矿，集中选别，粗精矿分组精选流程（东川因民、易门狮子山选厂），而对于极难选的氧化铜矿除采用通常的硫化法浮选工艺外，目前正在进行联合工艺的试验研究。

近几年来，我省选矿、冶金工作者，对于铜矿物的选别工艺、浮选药剂、浮选设备、选冶联合工艺、选矿厂自动化设施等方面，都作了大量的试验研究工作，取得了很大的成绩，为促进我省选矿事业的发展作出了积极贡献。现将上述情况综述如下：

一、改革工艺流程、提高生产指标

1. 云锡个旧选厂硫化矿，属于以铜为主，伴生有锡、钨、铋等多金属矿床。原设计流程为混合浮选流程，即：铜、硫、铋混合浮选——铜硫——铋分离——铜——硫分离。分别得到铜精矿、硫精矿和铋精矿产品。几年来生产实践结果，技术指标甚低，铜精矿品位 8% 左右，铜回收率低于 80%。根据矿物分析，原矿中主要金属矿物是磁黄铁矿、黄铁矿、黄铜矿，因此要提高铜精矿品位，必须强化铜硫分离。实践证明采用混合浮选，由于在混合产品中存在过剩油药，致使铜硫分离十分困难，加之分离作业较多，导致部分铜金属损失于硫精矿和铋产品中。基于原矿含铜较高，铋、钨、锡含量较低，因而宜以回收铜为主，综合回收铋、钨、锡、硫。通过反复试验，于一九七二年三月将原全浮选流程改为一粗一精三扫优先浮铜、重选回收伴生金属的新工艺。流程经过改进后，铜精矿品位提高 2% 左右，铜回收率提高 6% 以上。同时该流程还具有结构简单，便于操作管理，减少动力消耗等优点。

为了进一步提高选矿指标，特别是铜精矿品位，该厂工程技术人员曾进行过大量的试验研究。诸如：磨矿细度、中矿再磨、起泡剂种类、浮——磁联合等探索试验。一九七三年曾采用一粗一精开路流程作中矿入磨再选试验，结果表明（图一）选择恰当的磨矿时间，能够显著地提高铜精矿品位。

综合近几年来试验研究成果，一九七七年六月对生产流程又作了进一步改进，采用粗磨粗选，粗精矿再磨提高铜精矿品位。由于粗精矿在再磨过程中受到擦洗脱药并使铜矿物进一步得以解离，因此磨前添加石灰，磨后补加了丁基黄药使矿物的新生表面能及时与药剂作用，有利于抑制硫而捕收铜。生产试验表明，在原矿性质相近的情况下，铜精矿品位能提高 4—6%（表 1）。〔2〕

继粗精矿再磨之后，一九七九年三月份又增加一次精选作业，并将再磨作业原为开路磨矿改为与 $\Phi 75$ 毫米旋流器构成闭路磨矿，从而使铜精矿品位进一步提高到 19% 左右。

流程变革生产指标比较表

表1

流 程 结 构		生 产 日 期 年 月	原 矿 品 位 %	精 矿 品 位 %	铜 实 收 率 %
全 浮 流 程		70.7—72.3	1.343	8.61	79.47
优 先 浮 铜	一 粗 一 精	72.4—77.5	1.175	10.23	86.20
	三 扫	77.1—5	0.640	12.34	91.46
	粗 精 矿 再 磨	77.6—79.4	0.952	17.12	90.12
	增 加 一 次 精 选	79.5—79.6	0.783	18.21	90.44
	再 磨 闭 路	79.7	0.861	19.41	90.49

2. 东川铜矿因民选厂原设计流程为阶段磨矿阶段选别粗精矿集中精选流程。自投产以来根据生产实践的总结和随着矿体向深部开采, 铜矿物嵌布粒度逐渐趋于细粒嵌布等特点, 在试验和生产中对流程结构进行了多次试验研究和改进。磨浮工艺通过不断改革, 逐步演变成阶段磨矿、集中选别, 粗精矿分组精选工艺。生产实践证明, 此工艺由于 I 粗选入选粒度 -200 目含量由原来的 50~55%, 提高到 80~90%。因而增加了易选级别的含量, 加快粗选及精选的浮选速度, 粗选作业回收率由 40~53.5% 提高到 60.91~65.84% [3]。根据多年来生产考查, I 粗选泡沫产品氧化率一般与原矿相近, II 粗选泡沫产品氧化率却为原矿的三倍左右 [4] (当原矿氧化率为 25% 时, I 粗选精矿氧化率为 20~25%, II 粗选精矿氧化率可达 75% 左右)。显然, 这两组粗精矿性质差异很大, 因此按铜矿物浮游速度差异, 以 I、II 粗选泡沫品位的高低来划分回路, 优先浮出硫化铜及易选氧化铜, 然后选别难选氧化铜及某些次生硫化铜矿, 让不同浮选速度及不同品位的泡沫产品在不同条件下分别精选, 有利于提高选矿指标。因民选厂粗选泡沫采用分组精选, 其工业试验表明, 在原矿氧化率基本一致的情况下, 铜回收率提高 2~3% [4]。此工艺用于东川滥泥坪矿的工业试验结果亦表明, 在原矿氧化率约高 3% 的情况下, 精矿品位提高 3.58%。 [5]

3. 易门铜矿狮子山选厂, 原设计采用一段闭路磨矿并用 $\Phi 500$ 毫米旋流器检查分级 (-200 目为 80~85%), 二次粗选、一次扫选、三次精选、中矿返回一粗选的工艺流程。鉴于原流程中两组粗选泡沫产品性质差异很大, 合并精选不甚合理, 加之中矿用 4PS 砂泵输送矿浆, 导致浮选各作业出量不稳定, 矿液面波动大, 中矿返回粗选作业易造成恶性循环, 又无单体分离机会, 且降低粗选作业的矿浆浓度, 影响分选效果。通过小型试验和工业生产试验, 该厂将原流程改为粗 I、粗 II 精矿分别精选, 难选中矿 (粗 II 泡沫第一次精选尾矿加扫选精矿) 返回旋流器分级再磨。流程改进后, 铜回收率提高 2.54%, 精矿品

位提高 2% 左右 (表 2)。

一 至 四 月 生 产 指 标 对 比

表 2

流 程	指 标 日 期	原 矿 品 位 %				精 矿 品 位 %	
		一 月	二 月	三 月	四 月	一 月	二 月
改 进 后 流 程 (II 系 统)		0.651	0.636	0.577	0.580	19.10	20.54
原 流 程 (I 系 统)		0.617	0.636	0.565	0.567	18.85	18.87
流 程	指 标 日 期	精 矿 品 位 %		铜 回 收 率 %			
		三 月	四 月	一 月	二 月	三 月	四 月
改 进 后 流 程 (II 系 统)		21.65	24.62	73.63	75.50	71.80	77.17
原 流 程 (I 系 统)		19.53	22.17	71.40	72.93	68.71	74.91

二、氧化铜矿新型浮选剂——乙二胺磷酸盐和磷酸丙二胺

1. 乙二胺磷酸盐

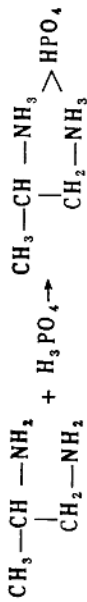
东川矿务局中心试验所于一九七四年研制成功一种新型有机调整剂——乙二胺磷酸盐。该药剂对东川四个矿山的氧化铜矿进行了多次小型试验,取得了显著效果。对汤丹、落雪、因民选厂进行工业试验,每吨矿石添加乙二胺磷酸盐 82 克/吨至 156 克/吨,在精矿品位基本一致的情况下,可使铜的回收率提高 2.28~9.24%,其中氧化铜回收率提高 5.59~11.24%,硫化铜提高 0.12~1.75%。硫化钠用量降低 22~24%,丁黄药用量降低 5~43%。〔7〕

此药剂由于乙二胺货源未解决,生产中暂不能全面使用,然而乙二胺磷酸盐研制成功促进了磷酸丙二胺的产生。

2. 磷酸丙二胺

磷酸丙二胺是沈阳冶金选矿药剂厂于一九七五年七月研制成功的一种有机浮选调整剂,一九七六年至一九七八年对东川因民、落雪和汤丹矿石进行了多次小型试验,均取得了良好效果。一九七九年四月二十日至一九七九年六月二十日对上述三选厂进行了工业性试验。试验结果表明(表 5),在精矿品位相同的情况下,铜回收率提高 1.07~6.68% (绝对值),其中氧化铜回收率提高 6.51~11.93%,硫化钠用量降低 11~21.23%,丁黄药用量降低 10.82~17.83%。按三个选厂一九七九年的生产任务计算,全年使用磷酸丙二胺 237 吨,节约硫化钠 583 吨,节约丁黄药 466 吨,增产铜精矿含铜 373.3~435.5 吨。年增产节约价值 100~126.4 万元。〔8〕

磷酸丙二胺是由磷酸和丙二胺按克分子 1:1 的比例以水作为溶剂进行合成的,反应終了时,使 pH 在 3 左右,反应温度不超过 50℃,其反应式如下:



磷酸丙二胺为白色、无味的粒状结晶，易溶于水，性质稳定便于保存。

磷酸丙二胺的水溶液具有溶解自然氧化铜（如孔雀石、硅孔雀石）的能力，同时生成紫色的铜—胺络合物溶液。溶液中的铜与硫化钠作用生成硫化铜，再用了基黄药浮选。在浮选过程中，磷酸丙二胺对矿物表面有较强的清洗作用，增强了矿物表面的吸附活性，使硫化钠更好地与氧化铜的表面产生作用，生成硫化铜的薄膜，活化了氧化铜矿的浮选。

表 3 磷酸丙二胺小型试验、连续试验、半工业试验结果

矿 石 名 称	试 验 规 模	试 验 方 案	原 矿 性 质		精 矿 品 位 %	精 矿 回 收 率 %			药 剂 用 量 克 / 吨			
			品 位 %	氧化率 %		结合率 %	全 铜	氧化铜	硫化铜	磷 丙 胺	丁 黄 药	硫 化 钠
因 民 混 合 矿	小型试验	原条件	0.60	19.30	6.72	18.35	84.03	53.04	92.94	0	170	560
		丙二胺	0.60	19.30	6.72	19.24	86.02	59.26	93.66	100	140	450
落 雪 氧 化 矿	小型试验	原条件	0.66	28.13	8.56	19.26	82.31	55.35	93.35	0	180	600
		丙二胺	0.66	28.13	8.56	18.65	84.88	59.35	94.50	80	140	500
汤 丹 氧 化 矿	小型试验	原条件	0.83	36.23	9.66	18.65	76.33	50.35	92.58	0	400	1450
		丙二胺	0.83	36.23	9.66	18.16	78.48	58.76	82.30	100	400	1170
氧 化 矿	连续试验	原条件	0.58	79.86	32.29	10.60	63.60	68.11	83.00	0	672	2153
		丙二胺	0.58	79.86	32.29	10.26	71.11	65.96	87.95	159	541	1385
氧 化 矿	半工业试验	丙二胺	0.597	80.04	34.03	10.15	70.56	87.95	160	618	1788	

三、充气式机械搅拌浮选机

易门铜矿木奔选厂一九七八年在北京矿冶研究院的帮助下对6A浮选机进行了改造,将叶轮直径由原来 $\Phi 600$ 毫米改为 $\Phi 700$ 毫米,盖板改为 $\Phi 1000$ 毫米,无矿浆循环孔,中间轴配有矿浆循环套,取消阻逆板,叶轮盖板间隙20毫米左右,由风机输入空气进行充气即称为充气式机械搅拌浮选机。

云锡个旧选厂曾派人到易门铜矿参观学习,回厂后将硫化矿系统扫选作业6A浮选机改为充气式机械搅拌浮选机。两个厂生产实践结果,作业效率有所提高,如个旧选厂硫化矿扫选作业采用充气式浮选机,其作业效率较原6A浮选机提高14%左右。〔9〕

充气式机械搅拌浮选机具有如下优点:

1. 充气式机械搅拌浮选机的充气量是由压风机供给,根据不同浮选作业的要求可以调节。而6A浮选机的充气量其大小是由叶轮与盖板的间隙大小决定,盖板磨损后,间隙增大,充气量减小,直接影响浮选机的效率。6A浮选机在严格控制叶轮、盖板间隙的条件下,充气量为 $0.7\sim 0.8$ 米³/分,充气式浮选机充气量为 $0.8\sim 1$ 米³/分。

2. 结构简单、检修方便、减少磨损、使用周期长。

原6A浮选机内有分水板,每两槽有中间室、回路管,改造后拆除了原有浮选机的分水板,减少了回路管、中间室,从而减少了维修工作量。同时将浮选机转数由原280转/分降低为210转/分,叶轮圆周速度由原8.8米/秒降为7.7米/秒,减少了叶轮、盖板的磨损,延长了使用周期。据统计,易门铜矿木奔选厂原6A浮选机在I粗选作业一般使用2个月,在II粗选作业一般使用4~6个月,而充气搅拌浮选机在I粗选作业可使用5个月,在II粗选作业可使用12个月。由于配件使用的减少和使用周期的延长,木奔选厂以一个系统计算,仅配件费用每年可为国家节约18000余元。〔10〕

3. 矿液面平稳、减少翻花现象。

4. 每个作业仅需设一个矿浆调节闸门,操作灵便,有利于实现自动控制。

四、难选氧化铜矿联合工艺的试验研究

如前所述,氧化铜矿在我省分布广泛,储量丰富,是国家的重要铜矿资源。但该类铜矿物性质十分复杂,根据铜相分析,其氧化率一般在30~70%,结合率一般在40~70%以上。例如,个旧地区的卡房新山矿区上部覆盖有大量的极难选氧化铜矿,其原矿含铜约1%左右,结合率高达75%以上〔11〕。对这类矿石曾采用浮选方法进行回收的研究,通过试用各种捕收剂和调整剂的试验,仅获得精矿品位2%,回收率12%左右的结果〔12〕。而东川汤丹地区的氧化铜矿物的结合率虽只有35~40%左右,但由于赋存状态特殊,一部分铜矿物以高度分散的“色染体”形态或离子吸附或为铁矿物包裹等形态产出,这种以“超显微结构”的铜矿物或离子大部分是以“结合氧化铜”的形式存在。如以机械选矿的方法回收,势必有一定的局限性,难以获得令人满意的指标。汤丹浮选厂的生产实践表明:原矿品位为0.6%,所获得的铜品位为10%,铜的回收率为53~55%左右的精矿。由此表明浮选法只回收了矿石中的易选部分铜矿物,而对于“超显微结构”的铜矿物却难于用浮选法回收。

为了寻求处理上述难选和极难选氧化铜矿之合理工艺,以提高目前所开采的氧化铜矿

的回收率和尽快开采尚未开拓的一部分资源。以达到既适应矿山规划合理的开采顺序和充分利用国家资源，又可加快铜的生产步伐，增加国家所需铜产量。为此，近几年来，许多科研单位针对不同类型的氧化铜矿石，积极探寻合理的处理方法和工艺。如云锡中心试验所对此类矿石曾进行过“离析——浮选法”、“还原焙烧——氨浸”和“酸浸”等处理方法的研究，个旧市工业局试验室进行过氧化铜矿氨浸溶液的N—510萃取等方面的研究；东川矿务局中心试验所结合本地区汤丹矿研究过加压氨浸和氨浸——硫化——蒸氨——浮选等工艺，都已取得了不少成效，有的已在进行试生产。现将研究情况简述如下：

云锡中心试验所于一九七〇年采用直径100毫米的沸腾炉，对卡房氧化铜矿进行两段离析扩大试验。试验设备采用硅炭棒电加热的不锈钢制直径100毫米的沸腾炉，把矿石预热到880~900℃，然后排到电阻丝加热不锈钢制直径80毫米的反应器内，同时加入半焦1.5%、食盐0.15%与预热后的矿石混合，在850℃中反应半小时，焙砂用密闭圆盘排料机排出，水淬后，送浮选回收铜。试验结果获铜回收率84.97%，精矿含铜13.69%。〔13〕

基于上述结果，一九七一年个旧市卡房钨铜矿曾进行过日处理4吨规模的扩大试验，经浮选后得到铜精矿品位平均为833%，铜回收率平均为84.58%的选矿指标。〔14〕

一九七四年用硫酸浸除法处理卡房氧化铜矿，试验结果表明，铜的浸除率随着硫酸耗量的增加而增加，通过经济概算认为铜的总回收率低于65%〔15〕，采用硫酸浸除在经济上才合算。

云锡公司所处理的锡石——氧化矿中，一般含铜0.5~1.5%，其中结合氧化铜占80%左右，经重选过程丢弃于尾矿中。虽曾采用浮选方法从重选尾矿中回收铜，但仅得到含铜8~14%，铜回收率16%左右的铜精矿。自六十年代以来，云锡中心试验所就采用还原——氨浸法来处理上述矿石。对于含铜1.2~1.5%、锡0.4~0.5%、铁30~35%的原料，经过还原——氨浸试验，铜回收率达85%，氨浸渣用重——磁联合流程得到锡精矿、难选中矿及铁精矿，锡回收率可达68%，铁回收率为76%。〔16〕

根据试验结果，虽建成“还原——氨浸”厂，因设备和工艺存在一些问题，多年来未能形成生产能力，处于试生产阶段。据多次试生产铜回收率仅为59.56%，均未达到试验指标。由于焙烧还原率低，材料单耗和作业成本高，目前正在组织攻关，以求尽快形成生产能力。

一九七四年个旧市冶金局试验室曾对氧化铜矿的还原氨浸溶液也进行过N—510萃取剂的小型试验，获得了很好的效果。试验结果表明，铜氨溶液的N—510多级逆流萃取与反萃取的结果十分理想，萃取回收率接近100%，反萃液含铜达15克/升〔17〕，其他杂质含量都不太高。但由于目前N—510萃取剂的产量还少，售价较高，也直接影响萃取工艺的经济性。

东川矿务局中心试验所针对汤丹氧化铜矿加压氨浸和单一硫化浮选的试验和生产情况，总结了氨浸工艺对“结合氧化铜”回收率高，浮选工艺简单可靠，而浮选对“结合氧化铜”回收率低，药剂耗量大和氨浸工艺中固液分离庞杂，蒸馏结疤等弱点，从而研制了原矿氨浸、硫化沉淀——矿浆蒸氨——浮选的新工艺。将氧化铜（包括结合氧化铜）转变为易选的“人造硫化铜”与矿石中的自然硫化铜一并加以回收。一九七〇至一九七四年

小型试验表明：对氧化率为74.09~79.11%，结合率为32.66~44.16%，原矿含铜品位0.595~0.70%，回收率达到90.20~90.49%，精矿品位为18.69~30.11%的铜精矿。

一九七四年还对含铜为0.70%，氧化率为82.26%，结合率为81.62%的汤丹东部地表矿石的浮选中矿进行了“氨浸、硫化——矿浆蒸氨——浮选”的小型试验，获得了精矿品位为15.04%，铜回收率为84.43%的指标。

一九七五年又研制了高温硫化——浮选的新工艺，对原矿品位0.595~0.70%，氧化率为74.09~79.11%，结合率为32.66~44.16%的矿石进行了小型试验，可获得铜精矿品位19.66~19.85%，回收率达82.40~83.78%的指标。〔18〕

五、选厂自动化设施

我省选矿自动化技术，自七五年一月“全国浮选厂自动化会议”以来，有了一定的发展。近几年来，有关科研单位与生产现场积极配合，围绕选矿参数最佳化问题，开展了一系列自动控制的研究。如昆明冶金研究所和东川因民选厂共同研制出“遥控给药”装置〔19〕，对浮选给药实行自动控制。该装置分为“给药”和“控制”两部分，给药系统装置有药台，控制系统放置于浮选岗位，操作人员可根据需要，通过电控线路、改变给药电动机转速来调节给药量。实践证明，调整方便，加药量准确，既节省了一名给药人员，又便于浮选岗位的操作。

云锡大屯选厂为了根据给矿量的变化做到准确地按量添加药剂，研制出“自动报矿和跟踪给药”装置。生产试验证明效果良好，计量相对误差不超过0.1%〔20〕。实现了尾矿计量的电子自动显示、积累和记忆，能按单位矿量自动加码、自动制稳、自动跟踪给药，基本上满足了生产要求。

云锡个旧选厂，近两年来选矿自动化技术的实验与应用发展较快，先后安装了“浮选pH值自动调节”、“浮选给矿浓度自动调节”和“磨矿机给矿量电子均恒调节”装置等。目前正在生产试验的还有：“数字式超声波矿浆粒度、浓度连续监测仪”。实践证明，通过自动控制，自动调节，使pH值的波动下降了80~90%，矿浆浓度的波动下降了85%，磨矿机给矿量瞬时扰动降低了90%，平均扰动降低了85%〔21〕。由于上述参数确保在最佳范围内，从而为选别创造了有利条件，同时降低了劳动强度，改善了劳动条件。

六、问题讨论

综上所述，近几年来，我省铜选矿技术发展较快，无论是浮选工艺、浮选药剂、浮选设备还是难选氧化铜处理以及选厂自动化技术等方面都作了大量研究工作，取得了显著成绩。同时通过这次考查，也感到在某些方面还存在着一些薄弱环节，如对于原矿含泥量大，矿石贫化率高以及工艺流程还不适应原矿性质变化等问题，都尚未采取相应的措施。本文针对上述有关问题提出以下参考意见。

1. 加强原矿洗矿措施，采用砂泥分选工艺

我省东川汤丹铜矿和易门狮子山铜矿原矿含泥量较大。如汤丹铜矿由于矿体出露率大，围岩破碎，节理裂隙发育，老洞复槽较多，所以风化氧化十分严重，原矿含泥量约10~16%〔24〕。易门铜矿狮子山选厂目前主要是处理矿体表面氧化铜矿和部分坑内矿石，原矿含泥15~23%（-200目），铜金属率占28~45%〔25〕。由于原矿含泥量大，影响破碎筛分，

特别是在雨季, 矿石易粘结, 造成中、细碎矿机和筛子、矿仓阻塞, 以致不能正常生产。又因矿泥具有较大的表面积, 大大增加了药剂消耗, 同时因矿泥质量小易粘附于矿粒表面, 而这种悬浮粒子表面又可能吸附有不同的化学成分, 不同水化能力的离子、分子或胶态离子, 有碍浮选, 破坏有用矿物的选择性, 降低铜的选别结果。因此, 采取洗矿措施, 矿泥单独处理, 实行难易分选, 对提高选别指标将是有益的。关于矿泥处理据有关资料介绍, 加入电解质物质可以强化泥质氧化铜矿的可浮性, 有可能改善细粒铜矿物浮游性能。鉴于矿泥单独处理, 在我国铜官山选厂已有实践。该厂原矿经洗矿后, 矿泥经浮选单独处理。在矿泥含铜 1%, 氧化率 15~20% 的情况下, 可获得 10% 左右的铜精矿, 其作业回收率可达 75~80% [26]。

东川汤丹铜矿, 目前已采取了洗矿措施, 但矿泥处理尚无归宿。基于矿泥中氧化率为 87% 左右, 结合率高达 60%, 采用一般氧化铜矿的浮选方法, 不能取得令人满意的结果。宜用化学处理。

2. 采取原矿预选措施, 提高入选矿石品位

由于矿石在开采过程中混入大量废石, 造成原矿贫化率升高。如云锡大电选厂和个旧选厂硫化矿原矿贫化率高达 30~40%。同时原矿品位在逐渐下降, 其中大电选厂硫化矿铜、硫品位分别由开厂初期的 0.6% 下降到目前的 0.4% 左右和 18% 下降到 8% 左右 [22]。云锡个旧选厂硫化矿铜品位由原设计的 1.84%, 下降到 0.83%, 原矿含硫由 11% 下降到 2~3%。面对矿石贫化率升高、原矿品位下降等问题, 因而采取预选措施, 脱除废石以提高入选矿石品位, 是当前某些厂矿生产上急需解决的重要课题。

目前国内外广泛研究重介质旋流器预选脱废, 以扩大选厂处理能力, 充分利用矿产资源。我省昆明冶金研究所对个旧地区硫化矿也曾采用此类设备进行了试验。结果表明, 可脱除 20~30% 左右废石, 且铜、锡的回收率一般达 96~98% [23]。可见, 采用重介质旋流器预选能有效脱除部分脉石而提高入选矿石品位, 为选别创造了较好条件, 有利于降低选矿成本, 提高生产指标; 同时可使处理能力增加 20~30%; 还可以扩大边界品位矿石的开采, 也能适应高效率的采矿方法。

3. 关于锡石多金属硫化矿选别工艺

个旧地区多金属硫化矿, 目前生产流程都是先浮后重, 而浮铜工艺却有 两种不同类型, 如云锡个旧选厂、个旧市前进矿均采用优先浮铜工艺, 而云锡大电选厂则采用混合浮选流程。生产实践表明, 对于铜含量较高而锡、钨、铋含量较低的多金属硫化矿, 应用优先浮选是一个有效工艺。而以锡、铜为主的多金属硫化矿, 现行处理工艺经实践证明与原矿性质不相适应。目前突出地反应出铜、锡磨矿粒度矛盾和铜、硫分离十分困难等问题。

通过多年来对大电选厂硫化矿原矿锡、铜结晶粒度的分析表明, 锡、铜最大解离粒度分别为 0.3 毫米和 0.2 毫米。因此, 对铜而言, 要达到有效地回收一段磨矿粒度应小于 0.2 毫米, 并且经磨矿细度试验业已证明, 当一段磨矿细度下降至 0.2 毫米, 铜混合浮选作业铜回收率可达 90% 以上。而进一步细磨, 势必造成锡石过粉碎。因而产生了铜、锡对磨矿粒度要求的矛盾。

当磨矿细度较粗时, 虽可兼顾锡石矿物的过粉碎减少, 但含有大量的可浮性较差的铜

连生体和粗颗粒铜矿物，为达到对硫化矿物最大限度地回收，而需添加大量的油药，于是混浮产品积聚了大量的药剂并牢固地吸附于矿物表面，影响了铜硫分离时添加抑制剂的效用，同时在混浮产品中起泡剂的浓度也较高，造成泡沫粘物，致使铜硫分离十分困难。生产实践表明，为了强化铜硫分离效果，石灰用量平均15公斤/吨，有时高达30公斤/吨〔28〕，过量的石灰用量造成对黄铜矿的抑制作用，不仅降低铜回收率，而且也贫化了铜品位，铜精矿品位仅为8%左右，铜回收率75~78%。

近几年来，我省有关科研单位对个旧地区硫化矿的试验研究，一般倾向于采用优先浮铜工艺。如卡房东瓜林硫化矿在可选性试验过程中，当原矿品位为1.22%，原矿含硫23.52%时，采用部分优先浮选，可获得铜精矿品位16.65%，铜回收率92.49%的指标〔29〕。老厂硫化矿在设计试验过程中，采用半优先浮选，在原矿品位为0.53%，原矿含硫23.71%时，可获得铜精矿品位9.19%，铜回收率93.78%〔30〕。云锡个旧选厂生产实践证明，采用优先浮选能大幅度提高铜选矿指标。因此，优先浮选对于以含铜为主的多金属硫化矿而言，是一个有效工艺。但对于以锡铜为主的多金属硫化矿，在现有磨矿粒级的条件下，采用以石灰为抑制剂的优先浮铜工艺，在一定程度上，铜精矿品位和回收率会有所改善，但因粗颗粒的单体铜及连生体损失于尾矿中，还不能从根本上提高铜的选矿指标，同时，因石灰带来的管道和摇床床面的结垢问题，严重影响重选回收锡的效率。

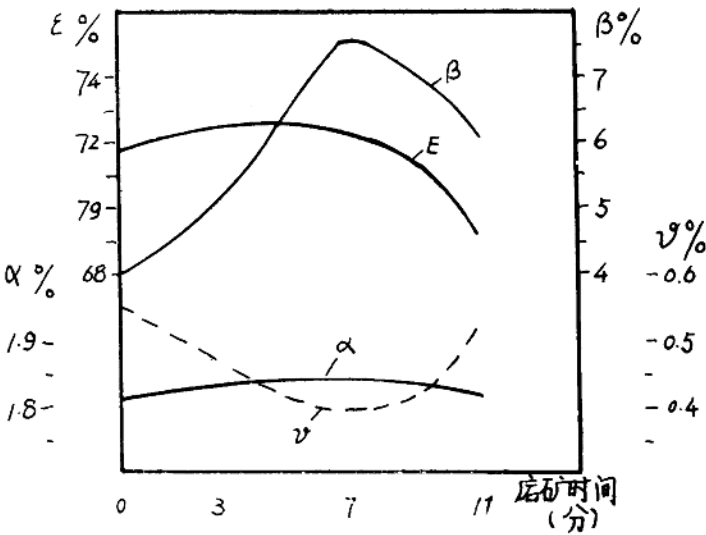
基于磁黄铁矿具有较好的磁性，采用磁选除硫是有效的，如在东瓜林硫化矿可选性试验中，用浮选尾矿分级，+0.2毫米粒级含锡2%，含硫21.92%，经磁选后，磁性产品含硫达38.27%，含锡0.166%，除硫效率达90%以上，锡损失4%左右。因此，用磁选除硫值得进一步研究。

通过上述分析，为改善铜、锡磨矿粒度矛盾和铜、硫分离效果，对现有生产流程立足于改造，在工艺研究过程中，可考虑“部分”重—浮—重和结合磁选除磁黄铁矿的优点，研究多种选矿方法的联合工艺。

根据多年来对大屯硫化矿一段磨螺旋分级机返砂的考查，在该产品中，锡、钨、铋等都有不同程度地富集，其中锡富集2倍左右，单体锡石已达40%，为了避免这部分单体锡石返回磨矿机再磨而过粉碎，大屯选厂硫化矿车间曾进行过螺旋分级返砂上摇床的选别试验。试验表明，经摇床一次选别可获得锡品位为52.29%，作业回收率为24.9%的粗精矿，次精矿经一次复洗还可得锡品位46.40%，回收率7.80%的粗精矿，二者合计锡品位为46.40%，回收率为32.73%〔31〕。此结果说明为避免锡石过粉碎，“返砂”上摇床处理，为尽早回收单体锡石提供了新的途径。但中尾矿涉及到浓缩、脱水等措施，使处理工艺更为复杂化。最近又试验用尖缩溜槽来处理螺旋返砂，经溜槽选别后，精矿中锡富集2.23倍，锡回收率达76.56%。精矿产率约为“返砂”产品的34.53%，其精矿再经摇床一次选别可获得锡品位64.83%，锡回收率33.26%。此结果均与“返砂”直接上摇床处理指标相似。而“返砂”经溜槽处理之后，由于只有34.53%的矿量上摇床，于是摇床数量大为减少，相应地减少浓缩脱水措施。

采用尖缩溜槽处理螺旋返砂，其尾矿返回磨矿机，精矿再经摇床处理，即所谓“部分”重选。而后仍采用浮—重流程。此工艺有利于降低锡石过粉碎，也能够适当地降低磨

矿细度，以改善铜矿物浮选效果。但因考虑到对重选的影响，不能采用石灰作为抑制剂的优先浮铜工艺。因此，铜、硫分离问题，仍未妥善解决。针对上述情况，可探讨用磁选除去磁黄铁矿，强化铜硫分离。基于上述“部分”重选或应用细筛与一段磨矿构成闭路，在降低磨矿细度同时也能减少锡石过粉碎，使黄铜矿、磁黄铁矿等单体解离较为充分。首先用磁选除去磁黄铁矿，而后用其它调整剂抑制铋、锌优先浮选铜，进而浮选铋、锌等矿物，尾矿采用重选回收钨、锡获混合精矿。该工艺由于使用“部分”重选或一段磨矿以细筛闭路，可以降低锡石过粉碎，并用磁选除硫改善铜、硫分离效果，同时可少用或不用石灰，于是可减轻或消除石灰对重选的不利影响，从而有利于提高锡、铜选矿指标和综合回收其它金属。



图一 中矿磨矿时间与选别指标关系曲线

表 4

各铜选厂的矿石特性及选别指标

矿石类型	选矿厂名称	矿 石 特 性	选 别 指 标			氧化率 %	处理量 吨/日	原矿品位 %	精矿品位 %	铜回收率 %
			原矿品位 %	精矿品位 %	铜回收率 %					
硫化铜	牟定铜选厂	属于沉积含铜砂岩矿床类型, 矿石多由石英、方解石等细粒胶结成的块状物。含铜矿物以辉铜矿为主, 且绝大多数呈不规则粒状产出。	2	1.02	22.12	1500	1.02	22.12	96.46	
氧化铜	个旧铜选厂	属高温热液矿床, 主要产于斑状黑云母花岗岩正接触带, 热液硫化物呈浸染状、脉状充填于砂岩中, 铜主要集中于正接触带的外带之磁铁矿、矽卡岩、黄铜矿、锡卡岩, 致密块状硫化物, 属砂卡岩铜矿。矿石多由辉石类矿物、方解石、白云石及磁黄铁矿以块状产出。含铜矿物为黄铜矿, 且大部分散布于辉石中, 以较细粒状产出。	8—15	0.822	17.12	400	0.822	17.12	87.70	
铜	个旧铜选厂	属中温热液接触交代型矿床, 矿石大部分属于致密块状砂卡岩含铜多金属硫化物。含铜矿物以黄铜矿为主, 且与磁黄铁矿紧密共生, 呈致密块状和浸染状产出。		1.04	14.85	350	1.04	14.85	90.10	
铜	大屯硫化铜选厂	属高温热液浸染型复杂多金属硫化物, 矿石基本上由致密块状的磁铁矿、黄铁矿、透辉石、方解石等组成, 含铜矿物以黄铜矿为主, 且与磁黄铁矿紧密共生, 呈细粒浸染状产出。	5—10	0.401	8.44	1800	0.401	8.44	71.51	
氧化铜	狮子山选厂	属于中温热液矿床接触带型, 近期以地表氧化矿为主, 次为坑内混合矿, 矿石多为方解石、白云石、石英等, 含铜矿物以孔雀石、蓝铜矿为主, 呈不均匀散布产出。	50—80	0.56	22.17	1800	0.56	22.17	74.91	
氧化铜	易木选厂	属中温热液矿床, 接触带型, 矿石为白云岩及泥质白云岩等, 含铜矿物以孔雀石、黄铜矿为主, 孔雀石多呈薄层状浸染产出, 黄铜矿则呈不均匀散布状产出。	25—30	0.67	18.20	5500	0.67	18.20	87.7	
铜	川东选厂	属于白云岩似层状矿体, 矿石多以白云石、石英为主, 含铜矿物为方解石、辉铜矿、斑铜矿及孔雀石, 目前处理的矿石有以辉铜矿、斑铜矿及孔雀石为主的浸染型铜矿以及以辉铜矿为主的含铜块状矿石。铜矿物呈细粒不均匀及薄层状产出。	30—35	0.675—0.8	16.61—18.26	6500	0.675—0.8	16.61—18.26	78—81	
铜	东因选厂	属于热液浸染型铜矿赋存于前震旦纪砂化白云石化石灰岩中, 围岩主要是白云岩、辉铜矿、斑铜矿多呈散点状和脉状产出。	20—30	0.61	20.68	3600	0.61	20.68	86.85	
铜	东因选厂	属于热液交代浸染型铜矿床, 矿石为白云岩及碳泥质白云岩等组合, 含铜矿物为黄铜矿、斑铜矿、辉铜矿、铜蓝、孔雀石等形态产出, 晶体粒度极细, 并为碳泥质及胶磷矿所包裹。	30—50	0.954	12.672	1000	0.954	12.672	82.49	