

江西某钨矿选矿工艺研究*

罗仙平¹ 杨 备¹ 罗礼英¹ 周晓文¹ 张 俊²

(1. 江西理工大学; 2. 四川天工威达科贸有限公司)

摘 要 江西某钨矿属原生石英-钨铋多金属矿石类型。分析了该矿石的工艺矿物学特点,系统全面地研究了该矿石合理的选矿工艺流程、探索了重要的工艺技术参数。研究结果表明,该矿石为粗粒、少杂、好分选矿石,采用(跳汰+摇床)分级粗选—浮选脱硫—强磁精选工艺,处理 WO₃ 含量为 0.51% 的原矿,可获得 WO₃ 含量为 64.27%、回收率 77.65% 的钨精矿。

关键词 黑钨矿 工艺矿物学 选矿工艺

Research on Mineral Processing Technology For A Tungsten Ore In Jiangxi

Luo Xianping¹ Yang Bei¹ Luo Liying¹ Zhou Xiaowen¹ Zhang Jun²

(1. Jiangxi University of Science and Technology; 2. Sichuan Tiangong Weida Tech & Trade Co., Ltd.)

Abstract The paper introduces the native quartz-tungsten bismuth poly-metallic ore type from a tungsten ore in Jiangxi, and analyzes its process mineralogy feature. A systematic and comprehensive study on the reasonable beneficiation process for this ore is carried out to explore the important technical parameters. The research results showed that the ore is a kind of coarse, less impurities, ore that is easy to be concentrated. By adopting the process of (jigging + shaking table) rough classification-floatation desulphurization-magnetic separation, Tungsten concentrates grading 64.27% at a recovery of 77.65% was achieved from the raw ore with WO₃ of 0.51%.

Keywords Tungsten ore, Process Mineralogy, Mineral processing

江西某钨矿为典型的原生石英-钨铋多金属矿石类型,赣南地区有较多同类钨矿石的选别实践,一般采用阶段分选、强化分级工艺,充分体现“能收早收,该丢早丢”思想^[1]。该矿石能否适用同类型矿石的原则流程,有待对其进行工艺矿物学分析和流程试验。

1 矿石工艺矿物学特征

1.1 矿石化学成分及矿物组成

矿石化学多元素分析结果见表 1。

表 1 矿石化学多元素分析结果 %

元 素	WO ₃	Bi	Cu	Pb	Zn	S
含 量	0.51	0.13	0.14	0.11	0.08	1.55
元 素	Mo	Sn	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃
含 量	0.03	0.10	0.83	2.65	63.86	7.30

可见,矿石中 WO₃ 含量较高,是主要回收的组分;选矿中可综合回收的组分有 Bi, Cu, Mo, Sn。

矿石中主要金属矿物有黑钨矿、白钨矿等,其它金属矿物有黄铁矿、辉钼矿、闪锌矿、黄铜矿、辉铋矿等;脉石矿物主要为石英,其次为少量长石、白云母、

萤石、磷灰石、绿泥石、方解石等。矿脉中富含钨铋等多金属矿,矿石未风化,属原生石英-钨铋多金属矿石类型。

1.2 矿石的结构与构造

矿石结构主要有自形晶结构、半自形晶结构和它形晶结构,还有交代残余结构、溶蚀结构、包含结构和交代结构等。矿石构造有交叉构造、对称条带状构造、角砾状构造、复脉构造和梳状构造等。

1.3 主要矿物嵌布特征

(1) 黑钨矿嵌布特征。褐黑色,条痕棕褐色,金属光泽,密度大。产于早期石英脉,多呈叶片状及板状集合体产出,垂直或斜交脉壁生长,少数为粒状或小块状杂乱分布,个别呈“钨砂包”出现。多与白钨矿共生,并被白钨矿或黄铁矿包围、穿插、交待和熔蚀。黑钨矿嵌布粒度总体较粗,68.32% 以上的黑钨

* 江西省青年科学家(井冈之星)培养对象计划项目(编号:2007DQ00400)。

罗仙平(1973—),男,江西理工大学资源与环境工程学院副院长,教授,博士,341000 江西省赣州市。

矿分布在1.6~0.2 mm 粒级中,属粗粒级范围。

(2)白钨矿嵌布特征。浅黄-灰白色,具金刚或松脂光泽,一般为他形粒状或小块状,零星分布,有时被方解石、绿泥石交代。

(3)黄铁矿嵌布特征。浅黄铜色,条痕黑色,强金属光泽,一般为块状或粒状集合体产出,有被闪锌矿交代或溶蚀等现象。

(4)辉钼矿嵌布特征。铅灰色,金属光泽,硬度小,污手,薄片有挠性,具油脂感,多呈磷片状集合体或细小颗粒状分布,多见于含钨石英脉中,在花岗岩区脉侧蚀变云英岩中也可见及,一般单独产出较多,偶尔也见到与白云母共生。

(5)黄铜矿嵌布特征。铜黄色,条痕绿黑色,金属光泽,硬度小于黄铁矿,常呈他形块状或粒状集合体出现;主要产于含钨石英脉中,常与黄铁矿、闪锌矿、辉钼矿共生,有时交代或穿插黄铁矿、闪锌矿。

(6)辉铋矿嵌布特征。铅灰色,条痕灰黑色,金属光泽,密度大,硬度小;常为块状或纤维状集合体产出,在晶洞中有时见有针状或毛发状。常与黑钨矿、黄铁矿、闪锌矿、黄铜矿等共生,与黄铜矿相互交代或穿插,因此不易辨别它们的结晶先后。

(7)石英嵌布特征。为灰白-乳白色、强油脂光泽,断面为贝壳状,性脆、块状构造。

(8)长石嵌布特征。灰白-浅肉红色,具有玻璃光泽,呈板状或块状产出,表面常有高岭粉末。

(9)白云母嵌布特征。为白-灰白色,玻璃光泽,呈细小片状产出。

1.4 黑钨矿单体解离度测定

将矿石破碎到-2 mm 后进行黑钨矿单体解离度测定,结果见表2。

表2 黑钨矿单体解离度测定结果

粒级/mm	产率/%	单体/%	连生体/%		
			1/4	2/4	3/4
2~0.45	53.64	65.23	22.83	4.45	7.49
0.45~0.15	25.13	92.31	3.54	2.13	2.02
0.15~0.076	11.89	97.37	0.75	0.75	1.13
0.076~0.045	4.82	98.60	0.86	0.35	0.19
-0.045	4.52	100.00			
加权合计	100.00	79.03	13.27	3.03	4.67

从表2可以看出,黑钨矿的单体解离度较好,全样可达到79.03%。

2 选矿工艺流程试验研究^[2]

2.1 选矿工艺方案的选择

该黑钨-石英脉型钨矿石中金属矿物种类繁

多,主要有用成分为WO₃,其它元素含量均较低;钨矿物嵌布粒度较粗;脉石矿物主要为石英。总体上该矿石属于简单易选矿石类型。

该矿石的选矿试验研究借鉴了赣南同类矿石的处理经验,拟采用先分级、再跳汰+摇床粗选、钨粗精矿再浮选脱硫、磁选实现黑钨矿与白钨矿和锡石的分离,最终获得高品质钨精矿的联合工艺流程。

2.2 跳汰入选粒度研究

选用跳汰机对粗粒级有用矿物进行了早收研究,首先进行了12~0 mm,6~0 mm 2个人选粒度的优选试验,结果见表3。

表3 跳汰入选粒度优选试验结果

粒级/mm	WO ₃ 品位/%	WO ₃ 回收率/%	选矿比
12~0	3.21	26.23	6.29
6~0	13.24	20.51	25.96

由表3可见:6~0 mm 入选比12~0 mm 入选在WO₃ 回收率相差不大的情况下,WO₃ 品位高出3倍以上,因此确定跳汰重选入选粒度为6~0 mm。

2.3 分级跳汰重选试验

为提高选矿效率,对跳汰的工况进行了优化,即改全粒级入选为分粒级段入选,试验流程见图1,试验结果见表4。

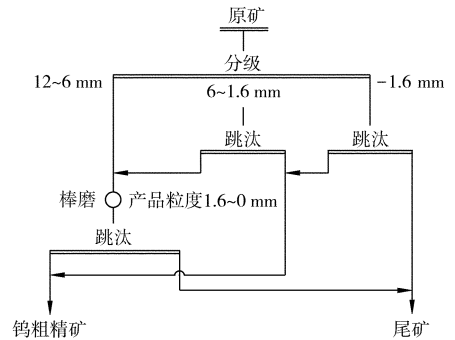


图1 分粒级跳汰重选试验流程

表4 跳汰分粒级入选试验结果 %

产品名称	产率	WO ₃ 品位	WO ₃ 回收率
钨粗精矿	0.516	31.38	31.74
尾矿	99.484	0.35	68.26
原矿	100.00	0.51	100.00

由表4可以看出,跳汰分粒级入选,粗精矿品位和回收率分别达到31.38%和31.74%,较6~0 mm 全粒级入选的粗精矿品位和回收率分别提高18.14和11.23个百分点,表明该矿石分粒级选别的效率明显高于全粒级选别的效率;此外,该重选尾矿WO₃ 品位和回收率分别高达0.35%和68.26%,大部分WO₃ 没有得到回收。因此该流程的精、尾矿均

需进一步进行磨选。

2.4 跳汰尾矿摇床重选试验

对跳汰分级选别尾矿进行了全粒级摇床选别试验,结果见表 5。

表 5 跳汰分级选别尾矿全粒级摇床选别试验结果 %

产品名称	WO ₃ 品位	WO ₃ 回收率
摇 精	30.75	6.63
摇 中	1.90	46.20
摇 尾	0.09	15.43
摇床给矿	0.35	68.26

由表 5 及矿石工艺矿物学特点可以看出,摇床也必须进行分级选别。试验流程见图 2,试验结果

见表 6。

由表 6 可以看出,跳汰粗选尾矿采用分级摇床重选——一次摇床中矿再摇选的流程,可以获得产率 0.83%、WO₃ 品位 31.85%、回收率 51.83% 的综合摇床精矿;最终总的钨粗精矿产率 1.46%、WO₃ 品位 31.07%、回收率 88.97%;尾矿 WO₃ 品位已降至 0.04%,没有进一步深选的必要,但粗精矿需进一步精选,以提高精矿品质。

对试验过程的分析表明:各粒级摇精 WO₃ 品位在 30.58% ~ 33.14% 之间,这一结果充分表明分粒级选别具有高效性、准确性的特征。

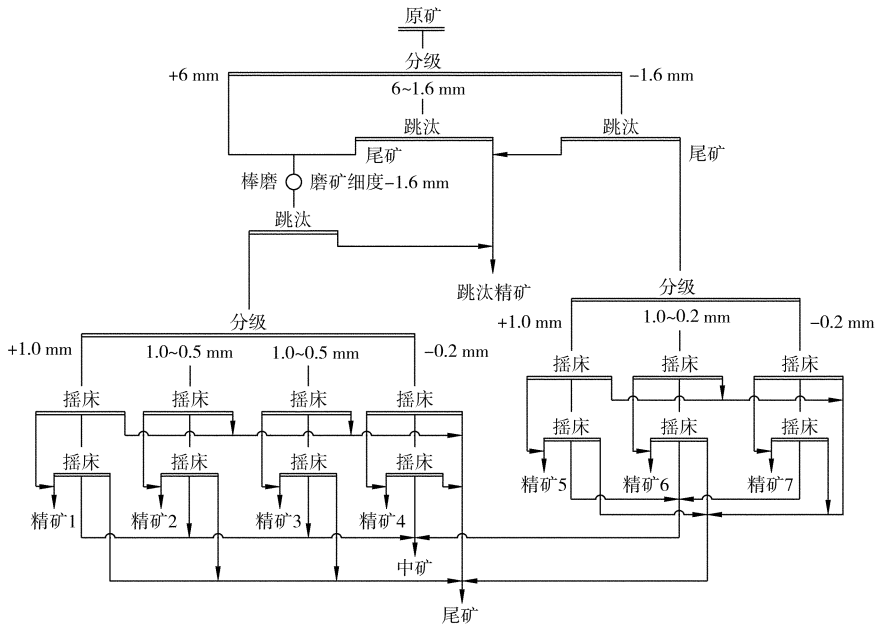


图 2 跳汰、摇床分粒级选别试验流程

表 6 跳汰、摇床分粒级选别试验结果 %

产品名称	产 率	WO ₃ 品位	WO ₃ 回收率
跳汰综合精矿	0.63	30.27	37.14
摇床综合精矿	0.83	31.85	51.83
总钨粗精矿	1.46	31.07	88.97
中 矿	18.66	0.13	4.76
尾 矿	79.88	0.04	6.27
原 矿	100.00	0.51	100.00

2.5 重选粗精矿分级台浮和浮选脱硫试验

因矿石中含有少量的硫化矿,硫化矿密度与钨矿物密度差异较小,重选难以去除这部分硫化矿,而如不去除该部分硫化矿又难以得到高质量钨精矿,为此,对重选粗精矿进行了分粒级台浮和浮选脱硫试验,试验流程见图 3,试验结果见表 7。

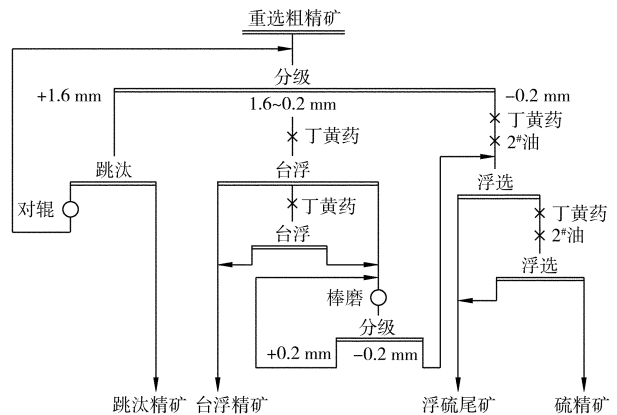


图 3 重选粗精矿分级台浮和浮选脱硫试验流程

由表 7 可见,随丁黄药用量的增大,硫化矿中铋和硫的品位都有所下降,但回收率均明显升高;而随

表7 重选粗精矿分级台浮和浮选脱硫试验结果

试验条件 (g/t)	产品名称	产 率	品 位			作业回收率		
			WO ₃	S	Bi	WO ₃	S	Bi
台浮丁黄药 40, 浮选丁黄药 30、 2#油 21, 各扫选用量 均为粗选的 1/3	跳汰精矿	4.84	55.54	1.20	0.03	8.73	0.97	0.12
	台浮精矿	9.28	56.76	1.10	0.04	17.12	1.71	0.31
	钨粗精矿	14.12	56.34	1.13	0.04	25.85	2.68	0.43
	硫化矿	10.46	0.03	35.24	8.15	0.01	61.78	71.66
	浮硫尾矿	75.42	30.26	2.81	0.44	74.14	36.54	27.91
	重选粗精矿	100.00	30.78	5.96	1.19	100.00	100.00	100.00
台浮丁黄药 70, 浮选丁黄药 50、 2#油 21, 各扫选用量 均为粗选的 1/3	跳汰精矿	4.71	57.04	1.19	0.02	8.71	0.94	0.08
	台浮精矿	9.08	58.26	1.15	0.05	17.16	1.76	0.38
	钨粗精矿	13.79	57.84	1.16	0.04	25.87	2.70	0.51
	硫化矿	15.03	0.03	31.45	7.21	0.01	79.19	91.71
	浮硫尾矿	71.18	32.11	1.52	0.13	74.12	18.11	7.83
	重选粗精矿	100.00	30.84	5.97	1.18	100.00	100.00	100.00

丁黄药用量的增大,所得到的钨粗精矿 WO₃ 品位和回收率却相差不大。当台浮丁黄药 70 g/t,浮选丁黄药 50 g/t、2#油 21 g/t 时,得到的钨精矿 WO₃ 品位达到 57.84%,作业回收率达到 25.87%;得到的硫化矿含硫铋分别为 31.45% 和 7.21%,作业回收率分别为 79.19% 和 91.71%,对原矿回收率分别为 4.67% 和 12.76%。因此选取台浮丁黄药 70 g/t,浮选丁黄药 50 g/t、2#油 21 g/t 作为后续试验条件。

2.6 浮选脱硫尾矿摇床重选选钨试验

由于浮硫尾矿中钨含量较高,为此进行了浮硫尾矿摇床重选试验,同样将浮硫尾矿分为两个级别进行摇床重选,试验流程见图 4,试验结果见表 8。

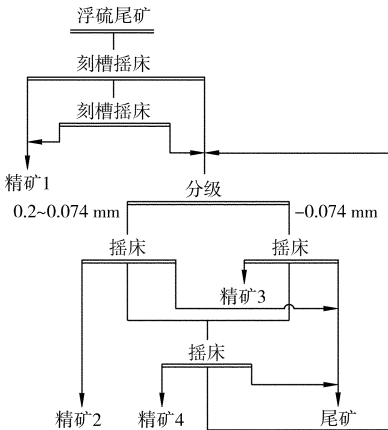


图4 浮硫尾矿摇床重选选钨试验流程
表8 浮硫尾矿摇床重选选钨试验结果

产品名称	作业产率	品 位			作业回收率		
		WO ₃	S	Bi	WO ₃	S	Bi
摇床综合精矿	50.94	56.68	0.29	0.03	90.27	14.88	14.91
尾 矿	49.06	6.34	1.75	0.21	9.73	85.12	85.09
浮硫尾矿	100.00	31.98	0.99	0.12	100.00	100.00	100.00

由表 8 可以看出,浮选脱硫后的尾矿采用分粒级摇床重选—摇床中矿再摇选的流程,可以获得作业产率 50.94%、WO₃ 品位 56.68%、作业回收率

90.27% 的综合摇精;尾矿 WO₃ 品位已降至 6.34%,作业回收率也降至 9.73%。因此该尾矿进一步深选意义不大,但钨总的粗精矿品位仅为 56.95%,需进一步精选,以提高精矿品质。

对试验过程的分析表明:各摇精 WO₃ 品位在 56.13% ~ 57.25% 之间,这一结果充分表明分粒级选别具有高效性、准确性的特征。

2.7 钨综合粗精矿强磁精选条件试验^[3]

原矿经前面一系列处理后可得到 WO₃ 品位 56% 以上的钨综合粗精矿,但其质量还达不到高级钨精矿要求,这是因为原矿中含有少量锡石等重矿物,这些矿物的密度与钨矿物差异较小,重选工艺达不到与钨矿物分离的目的。考虑到本研究对象以黑钨矿为主,而且黑钨矿与锡石在磁性上有一定差异,因此进行了钨综合粗精矿强磁精选条件试验,背景磁感应强度为 1.1 T。

由于磁选入选的钨粗精矿粒度范围较宽,容易产生夹带现象,为此进行了钨综合粗精矿不同分级方案下的磁选条件试验,试验流程见图 5,试验结果见表 9。

表9 重选粗精矿分粒级磁选条件试验结果

磁选粒级段 /mm	产品名称	作业产率	WO ₃ 品位	WO ₃ 作业回收率
	磁选精矿	82.43	60.34	88.02
4 ~ 1.2	中 矿	6.98	43.53	5.37
1.2 ~ 0.5	磁选尾矿	10.59	35.23	6.61
0.5 ~ 0	作业入选矿样	100.00	56.51	100.00
	磁选精矿	83.34	61.63	91.42
4 ~ 0.83	中 矿	9.95	31.25	5.53
0.83 ~ 0.2	磁选尾矿	6.71	25.49	3.05
0.2 ~ 0	作业入选矿样	100.00	56.18	100.00

由表 9 可以看出,将钨综合粗精矿分成 4 ~ 0.83, 0.83 ~ 0.2, 0.2 ~ 0 mm 3 个级别进行强磁精 (下转第 56 页)

粒的聚集长大,而过高的二元碱度不利于铁颗粒的生长。

参 考 文 献

[1] 孙炳泉. 近年我国复杂难选铁矿石选矿技术进展[J]. 金属矿山, 2006(3):11-13.
 [2] 牛福生, 吴 根, 白丽梅, 等. 河北某地难选鲕状赤铁矿选矿试验研究[J]. 中国矿业, 2008(3):57-60.
 [3] 刘万峰, 陈金中, 李成必, 等. 湖北含磷鲕状赤铁矿选矿扩大

试验研究[J]. 有色金属, 2008(2):9-12.

[4] 王 兢, 尚衍波, 张 覃, 等. 鲕状赤铁矿浮选试验初步研究[J]. 矿冶工程, 2004(3):38-40.
 [5] 王燕民, 李明德. 鲕状赤铁矿的高梯度磁选[J]. 矿冶工程, 1986(3):38-40.
 [6] 安占涛, 罗小娟. 钨矿物浮选药剂新进展[J]. 江西理工大学学报, 2008(5):34-36.
 [7] 黄希祜. 钢铁冶金原理[M]. 3 版. 北京:冶金工业出版社, 2005
 (收稿日期 2010-09-12)

(上接第 47 页)

参 考 文 献

[1] 万宏明. 硫化钠在铅锌中矿分选中的应用[J]. 矿产保护与利用, 2000(2):42-45.
 [2] 魏明安, 孙传尧. 硫化铜、铅矿物浮选分离研究现状及发展趋势[J]. 矿冶, 2008, 17(2):6-16.
 [3] 刘冬明, 万 文. 无毒抑制剂铜铅分离浮选的研究[J]. 冶金矿山设计与建设, 2001, 33(3):6-9.
 [4] 艾光华, 朱易春, 魏宗武. 组合抑制剂在铜铅分离浮选中的试验研究[J]. 中国矿山工程, 2005, 34(5):11-12.
 [5] 陈建华, 冯其明, 卢毅屏. 新型铜铅分离有机抑制剂 ASC 的研究[J]. 矿产保护与利用, 2000(5):39-42.

[6] 李江涛, 库建刚, 黄加能. 亚硫酸钠在铜铅分离浮选中的应用[J]. 中国矿业, 2007, 16(10):74-76.
 [7] 王中生, 郭月琴. CMC 在铜铅分离浮选中的应用[J]. 矿产保护与利用, 2002(1):30-32.
 [8] 王淀佐. 硫化矿浮选与矿浆电位[M]. 北京:高等教育出版社, 2008.
 [9] Duran Kocabag, Taki Guler. Two-liquid flotation of sulphides: An electrochemical approach [J]. Minerals Engineering, 2007, 20: 1246-1255.
 [10] 王淀佐, 胡岳华. 浮选溶液化学[M]. 长沙:湖南科学技术出版社, 1988.
 [11] 赵振国. 吸附作用应用原理[M]. 北京:化学工业出版社, 2005.
 (收稿日期 2010-08-11)

(上接第 51 页)

选,无论是精矿品位还是回收率都较高,因此分级粒度适当下移有利于提高综合精矿品位,但61.63%的 WO₃ 品位仍达不到高品质钨精矿的要求。为此将钨综合粗精矿强磁精选的背景磁感应强度降低约 20% 进行精选,并增加一次原磁场强度下的精扫选作业,试验结果表明,最终可获得含 WO₃ 64.21%、作业回收率 89.48%、对原矿回收率达 76.80% 的钨精矿,得到了较好的试验结果。

到的硫化矿中含铋 7.58%、硫 35.00%,铋回收率 13.77%、硫回收率 5.40%。因此,按(跳汰+摇床)分级粗选—浮选脱硫—强磁精选工艺流程处理该矿石是行之有效的。

3 结 语

(1) 该钨矿晶体粗大,单体解离容易,其他有害组分较少,属简单易选的矿石。

(2) 根据该钨矿工艺矿物学特性制定的(跳汰+摇床)分级粗选—浮选脱硫—强磁精选联合流程,适合处理该黑钨—石英脉型钨矿石,在原矿含 WO₃ 0.51% 时,得到的钨精矿含 WO₃ 64.27%、WO₃ 回收率 77.65%;硫化矿含铋 7.58%、含硫 35.00%,对应回收率铋 13.77%、硫 5.40%。

参 考 文 献

[1] 林海清. 当代世界的矿物加工技术与装备[M]. 北京:科学出版社, 2006.
 [2] 周晓彤, 邓丽红, 廖 锦. 白钨浮选尾矿回收黑钨矿的强磁选试验研究[J]. 中国矿业, 2010(4):64-67.
 [3] 朱一民, 周 菁. 西藏某钨钼多金属矿中黑钨矿的试验研究[J]. 金属矿山, 2009(9):104-107.

(收稿日期 2010-08-02)

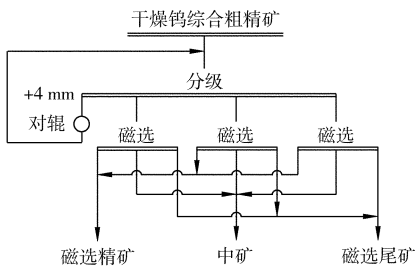


图 5 钨综合粗精矿分粒级磁选条件试验流程

2.8 全开路流程试验

为验证条件试验的可重复性,对前面的阶段流程进行了全流程开路试验。

结果表明,采用条件试验所确定的条件,最终得到钨精矿的品位为 64.27%,回收率为 77.65%;得