

某尾矿资源化处置与综合利用研究

杨进忠, 毛益林, 陈晓青, 刘小府

(中国地质科学院矿产综合利用研究所, 中国地质调查局金属矿产资源综合利用技术研究
中心, 四川 成都 610041)

摘要:为解决某尾矿堆存和对环境潜在的污染问题, 对该低品位尾矿进行了资源化处置与综合利用技术研究。根据尾矿工艺矿物学研究结果, 进行了可利用有价元素及有用矿物综合回收研究、尾矿深度除杂试验研究、多功能矿物硅肥的制备技术研究。确定了适合该尾矿性质的“浮磁重梯次回收有用矿物-尾矿制硅肥”的工艺路线, 在回收利用有价元素基础上, 使难利用的尾矿资源变成了铜精矿、硫钴精矿、铁精矿、云母精矿与硅肥产品, 实现了尾矿资源化及减量化。

关键词: 尾矿工艺性质; 有价元素综合回收; 重金属除杂; 多功能矿物硅肥

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2019.06.025

中图分类号: TD989 文献标识码: A 文章编号: 1000-6532(2019)06-0117-07

某尾矿除含有丰富的铜资源外, 还含有丰富的钼、钴、铁、金、银、稀土、硫、磷等资源, 在回收主金属铜、钼、钴、铁等的同时, 部分硫、金、银等富集在铜精矿中亦得到回收。但该资源中其他有价组分的回收, 及早期尾矿中铜、钴、金等含量仍然偏高, 造成矿产品结构不合理及资源浪费, 矿产资源未能得到进一步的综合利用。

另外, 该区域复杂的地质环境和气候特征造成了区内地质生态环境系统十分脆弱, 长期以来高强度和不尽合理的矿业开发活动, 引发以下矿山地质环境问题:

(1) 矿石废石渣乱堆乱放形成的崩塌、滑坡、泥石流等地质灾害;

(2) 露天开采剥离表土对地形地貌景观及土地破坏面积庞大, 地下开采抽排矿坑水对地下含水层破坏、疏干效应严重;

(3) 积存的废石渣、尾矿压占土地、淋滤水对周边环境造成污染;

(4) 矿坑水、选矿水、尾矿废水废液的排放对水土体直接污染。

因此, 对该尾矿的资源化处置与综合利用不仅能提高矿床开发的经济效益, 也是资源开发可持续发展的需要, 对提高资源利用率和减少环境污染、避免重大灾害事故、保护土地资源有重要的现实意义^[1-3]。同时, 探索资源综合利用途径, 进行减尾或无尾工艺研究, 实现尾矿资源化和减量化, 变废为宝, 化害为利, 为绿色矿山建设提供技术支撑。

1 原料性质研究

1.1 尾矿化学组成

尾矿化学多项分析结果见表1。

表1 尾矿化学多项分析结果/%
Table 1 Chemical analysis results of multi-elements of tailings

Cu	S	Co	TFe	Pb	Zn	V	TREO	F	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Na ₂ O	K ₂ O
0.039	0.29	0.0052	7.66	0.011	0.0054	0.018	0.11	0.58	13.34	52.03	2.99	3.21
CaO	MgO	P ₂ O ₅	Ag*	Au*	Cr	Cd	As	Hg*	Sb	Se	Ni	Mo
5.76	2.21	0.69	7.11	0.16	0.0048	< 0.001	0.00119	0.040	0.000382	0.000024	0.0024	0.0028

* 单位为 g/t。

收稿日期: 2019-04-08

基金项目: 中国地质调查“四川马边-金阳地区磷等重要矿产资源综合利用调查评价项目(DD20190626)”资助

作者简介: 杨进忠(1966-), 男, 高级工程师, 主要从事矿物加工工程的研究工作。

尾矿化学多项分析结果表明:

(1) 主要目的回收元素 Cu、Co 品位分别为 0.039%、0.0052%，极低；

(2) Ag 含量为 7.11 g/t，达到铜矿中 Ag 1 g/t 的伴生回收利用标准；

(3) 尾矿中 TFe 品位为 7.66%，重金属元素 Pb、Zn、Cr、Cd、As 和 Hg 含量分别为 0.011%、0.0054%、0.0048%、< 0.001%、0.00119% 和 0.040 g/t；

(4) 其余元素如 Au、Sb、TREO、Se、Ni、Mo 等含量较低，未达到伴生回收利用标准，均不具备回收利用价值。

1.2 尾矿矿物组成

(1) 主要金属硫化物为黄铁矿，其次为黄铜矿和斑铜矿，总量 0.65%；

(2) 金属氧化物主要为磁铁矿、赤铁矿、褐

铁矿，其次为金红石和锐钛矿，总量 5.26%；

(3) 硅酸盐矿物主要为石英、长石、云母、粘土矿物，总量 86.64%；

(4) 其他含氧盐主要为方解石和白云石，其次为磷灰石，总量 6.45%；

(5) 微量矿物为透闪石、滑石、普通角闪石、石榴石、榍石、铅钒、重晶石、独居石、萤石、毒砂，总量为 1%。

对尾矿的综合利用应该综合考虑尾矿的物质组成及其相对含量；对尾矿的无害化处理应该重点关注其中的金属矿物，比如方铅矿、闪锌矿、毒砂等，虽然含量较低，但其常常是重金属元素的富集矿物^[5]。

1.3 尾矿粒度组成

1.3.1 尾矿粒度分析

尾矿粒度分析结果见表 2。结果表明：

表 2 尾矿粒度分析结果

Table 2 Particle size analysis results of tailings

粒级 /mm	产率 /%	品位 /%				分布率 /%			
		Cu	Co	K ₂ O	S	Cu	Co	K ₂ O	S
+0.3	1.15	0.154	0.0056	3.15	0.22	4.41	1.07	1.17	1.37
-0.3+0.15	14.29	0.066	0.0043	3.75	0.12	23.56	10.21	17.45	9.33
-0.15+0.074	39.74	0.031	0.0046	3.20	0.12	30.77	30.40	41.42	25.96
-0.074+0.045	27.13	0.026	0.0069	2.79	0.24	17.82	31.46	24.92	35.84
-0.045+0.038	0.38	0.050	0.0085	1.97	0.31	0.48	0.54	0.24	0.64
-0.038	17.01	0.054	0.0093	2.67	0.29	22.96	26.32	14.80	26.86
合计	100.00	0.040	0.0060	3.07	0.18	100.00	100.00	100.00	100.00

(1) -0.15+0.074 mm、-0.074+0.045 mm 级别中 Cu、Co、K₂O、S 均分布较多，Cu 分布率分别为 30.77%、17.82%；Co 分布率分别为 30.40%、31.46%；K₂O 分布率分别为 41.42%、24.92%；S 分布率分别为 25.96%、35.84%；

(2) 细粒级 -0.038 mm 级别中 Cu 金属分布率为 22.96%，Co 金属分布率为 26.32%，表明相当一部分铜矿物在微细粒级中分布。

1.3.2 尾矿中主要矿物的粒度分布

尾矿中主要矿物粒度分布见表 3。

表 3 尾矿主要矿物粒度分布

Table 3 Particle size distribution of main minerals of tailings

矿物名称	粒级 /mm	-0.15 +0.075	-0.075 +0.04	-0.04 +0.02	-0.02 +0.002	-0.002
		分布率 /%	分布率 /%	分布率 /%	分布率 /%	分布率 /%
黄铁矿	分布率 /%	4.6	25.4	21.4	38.4	10.2
	累积 /%	4.6	30	51.4	89.8	100
黄铜矿	分布率 /%	3.1	18.5	26.5	45.3	6.6
	累积 /%	3.1	21.6	48.1	93.4	100
钠长石	分布率 /%	17.5	39.7	22.9	15.6	4.3
	累积 /%	17.5	57.2	80.1	95.7	100

另外，辉钼矿在样品中含量极低，观测到的数据表明，其粒度一般分布在 50 μm 以下；高岭石鳞片大小一般为 0.2 ~ 5 μm，厚度 0.05 ~ 2 μm。

有序度高的 2M1 高岭石鳞片可达 0.1 ~ 0.5 mm，有序度最高的 2M2 高岭石鳞片可达 5 mm；样品中黑云母的粒度主要集中在 100 μm 以下，长轴粒度集中在 75 μm 以下，短轴集中在 40 μm 以下。

1.4 元素赋存状态

1.4.1 有价元素赋存状态

Cu 主要赋存于黄铜矿中，其次赋存于斑铜矿，极少量赋存于辉铜矿中；Co 主要以类质同象或包裹体存在于黄铁矿中；Mo 主要赋存于辉钼矿中；Pb、Zn 主要赋存于方铅矿和闪锌矿中；As 主要赋存于毒砂中；Na 主要赋存于钠长石，其次在角闪石中；K、Mg 主要赋存于黑云母中；Au、Ag 主要赋存于黄铜矿中。

1.4.2 重金属元素赋存状态

重金属元素 Pb、As、Hg、Cr、Cd 含量较低。Pb 主要分布在方铅矿中；As 分散分布于黄铜矿、斑铜矿、黄铁矿、方铅矿等硫化物中；Hg 元素以分散形式或微细粒包裹体形式存在于尾矿中；Cr 元素以类质同相形式分布于磁铁矿等矿物中；Cd 元素主要富集在方铅矿和闪锌矿中。

2 选矿工艺技术研究

根据工艺矿物学性质，针对该低品位铜尾矿分别进行了不同的选矿工艺试验，确定了最适合该矿石性质的“浮磁重梯次回收有用矿物-尾矿制硅肥”的工艺技术路线，在回收利用有价元素基础上，使难利用的尾矿资源变成了铜精矿、硫钴精矿、铁精矿、云母精矿与硅肥产品，实现了尾矿的资源化及减量化。

2.1 可利用有价元素及有用矿物综合回收研究

2.1.1 铜、钴矿物回收

由工艺矿物学分析结果可知，Cu 主要赋存于黄铜矿中，其次赋存于斑铜矿，极少量赋存于辉铜矿中，Co 主要以类质同象或包裹体存在于黄铁矿中。由于尾矿样品中 Cu、Co 含量极低，为使 Cu、Co 得到最大程度回收富集，考虑先将这两种矿物混合浮选后再将其分离，得到铜精矿产品及硫钴精矿产品，以达到富集铜、钴矿物的目的。

(1) 铜钴混合浮选

试验采用碳酸钠作为 pH 值调整剂，水玻璃作为抑制剂，丁基黄药及 Z 200 为捕收剂，2[#] 油为起泡剂。经过一次铜钴混合粗选、五次混合精选、两次混合扫选，得到铜钴混合精矿及混合浮选尾矿。铜钴混合浮选闭路试验结果见表 4。

表 4 铜钴混合浮选闭路试验结果

Table 4 Closed-circuit test results of copper-cobalt mixed flotation

产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
		Cu	Co	Cu	Co
铜钴混合精矿	0.34	2.81	0.28	24.22	18.18
尾矿	99.66	0.030	0.0043	75.78	81.82
原矿	100.00	0.039	0.0052	100.00	100.00

由表 4 结果可知，经过五次混合精选的铜钴混合精矿 Cu 品位为 2.81%，回收率为 24.22%。同时，该铜钴混合精矿 Co 品位为 0.28%，后续可考虑对其进行回收利用，产出一个合格的硫钴精矿产品。

(2) 铜钴分离

目前铜钴分离工艺主要为抑硫钴浮铜，通过前期探索试验发现，单用石灰作为黄铁矿抑制剂效果一般，而采用其他诸如铁血盐、腐殖酸钠等黄铁矿抑制剂也无法达到预期的效果。考虑直接采用石灰作为主抑制剂，同时加入自主研发的一种新型高效黄铁矿抑制剂 T-22 与石灰配合使用。以试验获得铜钴混合精矿为给矿，经过一次铜钴分离粗选、一次分离精选、两次分离扫选得到铜精矿与硫钴精矿。铜钴分离闭路试验结果见表 5。

表 5 铜钴分离闭路试验结果

Table 5 Closed-circuit test results of copper-cobalt separation

产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
		Cu	Co	Cu	Co
铜精矿	18.38	13.38	0.081	87.51	5.39
硫钴精矿	81.62	0.43	0.32	12.49	94.61
给矿	100.00	2.81	0.28	100.00	100.00

由表 5 结果可知，经过一次分离粗选、一次分离精选的铜精矿 Cu 品位为 13.38%，作业回收率为 87.51%。经过两次分离扫选的硫钴精矿 Co 品位为 0.32%，作业回收率为 94.61%。

2.1.2 铁矿物回收

尾矿样品中含有磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿等含铁氧化矿物，矿物含量为 5.10%。由于磁铁矿具

有强磁性,可考虑通过弱磁选工艺对其进行回收。以铜钴混合浮选后的尾矿作为给矿,进行弱磁选铁试验,试验结果见表 6。

表 6 铁矿物回收试验结果
Table 6 Test results of iron recovery

磁场 强度 /T	产品 名称	产率 /% 作业	品位 对原矿 /%	回收率 /% 作业	对原矿 /%
0.08	铁精矿	0.71	0.71	64.08	6.16
	尾矿	99.29		6.98	93.84
	给矿	100.00		7.39	100.00
0.1	铁精矿	0.85	0.85	60.99	7.14
	尾矿	99.15		6.80	92.86
	给矿	100.00		7.26	100.00
0.12	铁精矿	1.36	1.36	56.85	10.54
	尾矿	98.64		6.65	89.46
	给矿	100.00		7.33	100.00
0.14	铁精矿	1.56	1.56	54.59	11.51
	尾矿	98.44	98.44	6.65	88.49
	给矿	100.00		7.40	100.00

从铁矿物回收试验结果可知,随着磁场强度从 0.08 T 增加到 0.14 T 时,铁精矿 TFe 品位从 64.08% 降至 54.59%,作业回收率从 6.16% 增加至 11.51%。考虑到产出一个品位、回收率较佳,可直接售出的合格铁精矿,确定采用磁场强度为 0.1 T,此时铁精矿作业产率 0.85%,TFe 品位 60.99%,作业回收率 7.14%。

2.1.3 云母矿物回收

工艺矿物学结果表明,尾矿样品中含有大量的云母矿物,占样品总矿物量的约 14.75%,主要以黑云母为主,应对其进行回收利用。

少量采用诸如“重选-浮选”、“磁选-浮选”等以浮选为主的联合工艺,而浮选工艺主要有两种:一种是在酸性矿浆(pH 值 2~4)条件下,用阳离子捕收剂浮选云母;另一种是在中性或弱碱性矿浆条件下,用阴离子捕收剂浮选云母,该方法云母精矿产品质量及回收率均不及酸性矿浆浮选法。同时,两种浮选工艺均使用大量化学药剂,生产成本较高,且浮选环境恶劣,对环境污染严重,安全和环保很难达到国家相关标准^[6]。

本研究旨在探索一种经济合理且无化学污染的选矿回收工艺途径,实现对该尾矿有价元素的回收利用,避免利用过程中的再度污染。由于云

母矿物具有弱磁性,可考虑采用强磁选工艺对其进行初步富集回收,然后对富集的粗精矿进行重选精选,得到优质的云母精矿。

(1) 磁选粗选试验

黑云母矿物比磁化系数为 57.81~52.60* $10^9 \text{ m}^3/\text{kg}$,具有弱磁性,可采用强磁工艺对其进行富集,抛除大量尾矿,减少下一步精选作业入选量。以选铁后的尾矿为给矿,进行磁选粗选试验,磁选粗选试验结果见表 7。

表 7 强磁粗选试验结果
Table 7 Test results of high-intensity magnetic roughing

磁场 强度 /T	产品 名称	产率 /%	品位 /% Cu	K ₂ O	回收率 /% Cu	K ₂ O
0.6	强磁精矿	42.47	0.029	4.32	43.33	54.06
	尾矿	57.53	0.028	2.71	56.67	45.94
	原矿	100.00	0.028	3.39	100.00	100.00
0.8	强磁精矿	47.64	0.030	4.48	48.48	62.84
	尾矿	52.36	0.029	2.41	51.52	37.16
	原矿	100.00	0.029	3.40	100.00	100.00
1.0	强磁精矿	49.30	0.031	4.46	50.96	64.47
	尾矿	50.70	0.029	2.39	49.04	35.53
	原矿	100.00	0.030	3.41	100.00	100.00
1.2	强磁精矿	50.35	0.031	4.41	55.70	66.33
	尾矿	49.65	0.025	2.27	44.30	33.67
	原矿	100.00	0.028	3.35	100.00	100.00

从磁选粗选试验结果可知,随着磁场强度的增加,K₂O 品位及作业回收率均呈现先快速增加后趋于平缓的趋势。综合考虑云母矿物 K₂O 品位及作业回收率,确定磁场强度为 1T。

(2) 重选精选试验

以磁选粗选精矿为给矿进行重选精选试验,试验结果见表 8。

表 8 重选精选试验结果
Table 8 Test results of gravity and cleaning separation

产品 名称	作业产率 /%	K ₂ O 品位 /%	K ₂ O 作业回收率 /%
云母精矿	26.17	8.67	51.75
中矿	18.25	3.83	15.95
尾矿	55.58	2.55	32.30
给矿	100.00	4.38	100.00

从表 8 结果可知,直接抛除 -0.074 mm 粒级产品作为尾矿,剩余 +0.074 mm 粒级进入摇床重选,可获得 K₂O 品位 8.67%,作业回收率 51.75% 的云母精矿;最终云母精选精矿作业产率 26.17%

(对原矿 11.36%)，K₂O 品位 8.67%，作业回收率 51.75% (对原矿 30.68%)。

2.2 尾矿深度除杂试验研究

由于尾矿中金属硫化物在自然条件下易发生各种表面反应，使得硫化矿物发生多种次生变化，并释放出大量的重金属离子和酸性废水。形成的硫酸-硫酸高铁溶液，与 Cu²⁺，Pb²⁺，Zn²⁺，Cd²⁺等重金属离子形成可溶性盐，随水一起迁移并富集。尾矿深度除杂实际上是要除去这些含重金属离子的硫化矿物，以避免其迁移到土壤或者水中

给环境带来危害。

前期采用浮选工艺回收铜、硫钴矿物时，部分硫化矿物已在浮选工艺中随铜硫精矿一起产出，还有部分硫化矿物随浮选尾矿一起产出。由于重金属硫化物较非金属脉石矿物重，故采用重选工艺对其进行除杂，有效脱除浮选尾矿中大量有害的重金属离子。

以铁矿物回收试验尾矿作为给矿，进行重金属除杂试验，试验结果见表 9。

表 9 尾矿除杂试验结果
Table 9 Test results of impurity removal of tailings

产品名称	作业产率 /%		品位 /%					作业回收率 /%				
			As*	Hg*	Cr	Cd	Pb	As	Hg	Cr	Cd	
精矿	4.59	0.0028	7.97	0.031	0.018	0.0014	9.72	5.32	4.02	17.74	6.31	
中矿	7.38	0.0015	19.6	0.04	0.0067	< 0.001	8.37	21.03	8.35	10.62	7.25	
精矿 + 中矿	11.97	0.0020	15.14	0.037	0.011	0.0011	18.09	26.35	12.37	28.36	13.56	
尾矿	54.21	< 0.001	4.21	0.036	0.0041	< 0.001	40.99	33.16	55.14	47.69	53.23	
泥	33.82	0.0016	8.24	0.034	0.0033	< 0.001	40.91	40.79	32.49	23.95	33.21	
给矿	100.00	0.0013	6.88	0.035	0.0046	0.0010	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

* 单位为 10⁻⁶。

从试验结果可知，重金属除杂精矿作业产率 4.59% (对原矿 4.54%)，除杂中矿作业产率 7.38% (对原矿 7.29%)。同时，各产品中仅有重选精矿中 Cd 指标超出标准 (GB/T23349-2009 肥料中砷、镉、铅、铬、汞生态指标)，其余产品各项重金属指标均不超出标准。为使后续硅肥制备试验产出的硅肥产品重金属含量更低，确定将重选精矿与中矿合并作为重金属产品除去，Pb 脱除率为 18.09%，As 脱除率为 26.35%，Hg 脱除率为 12.37%，Cr 脱除率为 28.36%，Cd 脱除率为 13.56%。

2.3 多功能矿物硅肥的制备技术研究

硅肥是构溶性矿物肥料，是指以有效硅为主要标志量的各种肥料。它是由含二氧化硅的原料 (一般以炼铁炉渣、钾长石、海矿石、赤泥、粉煤灰等作为主要原料) 经一定工艺加工而成的以

复合硅酸盐为主的复杂混合物，没有明确的分子式和相对分子质量。它具有无毒、无臭、无腐蚀、不吸潮、不结块、不变质、不易流失等特点^[4]。

该铜矿尾矿样品中 SiO₂ 品位 52.30%，如能将其制成多功能矿物硅肥，可实现大量尾矿的资源化及减尾化，变废为宝，化害为利，为该类型尾矿资源化及企业绿色矿山建设提供技术支撑。

以云母选别后的尾矿为原料进行多功能硅肥制备试验，试验条件：主助剂碳酸钙，辅助助剂碳酸钠。硅肥原料样品：主助剂：辅助助剂用量为 20:10:1.5，焙烧温度 1200℃，焙烧时间 0.33 h。最终多功能矿物硅肥产品有效硅含量 (以 SiO₂ 计) 38.75%，可消耗云母选别后的尾矿 43.59%，在多功能硅肥制备一项上即可实现尾矿减尾 43% 以上。

2.4 尾矿综合利用原则流程

尾矿综合利用原则流程见图 1。

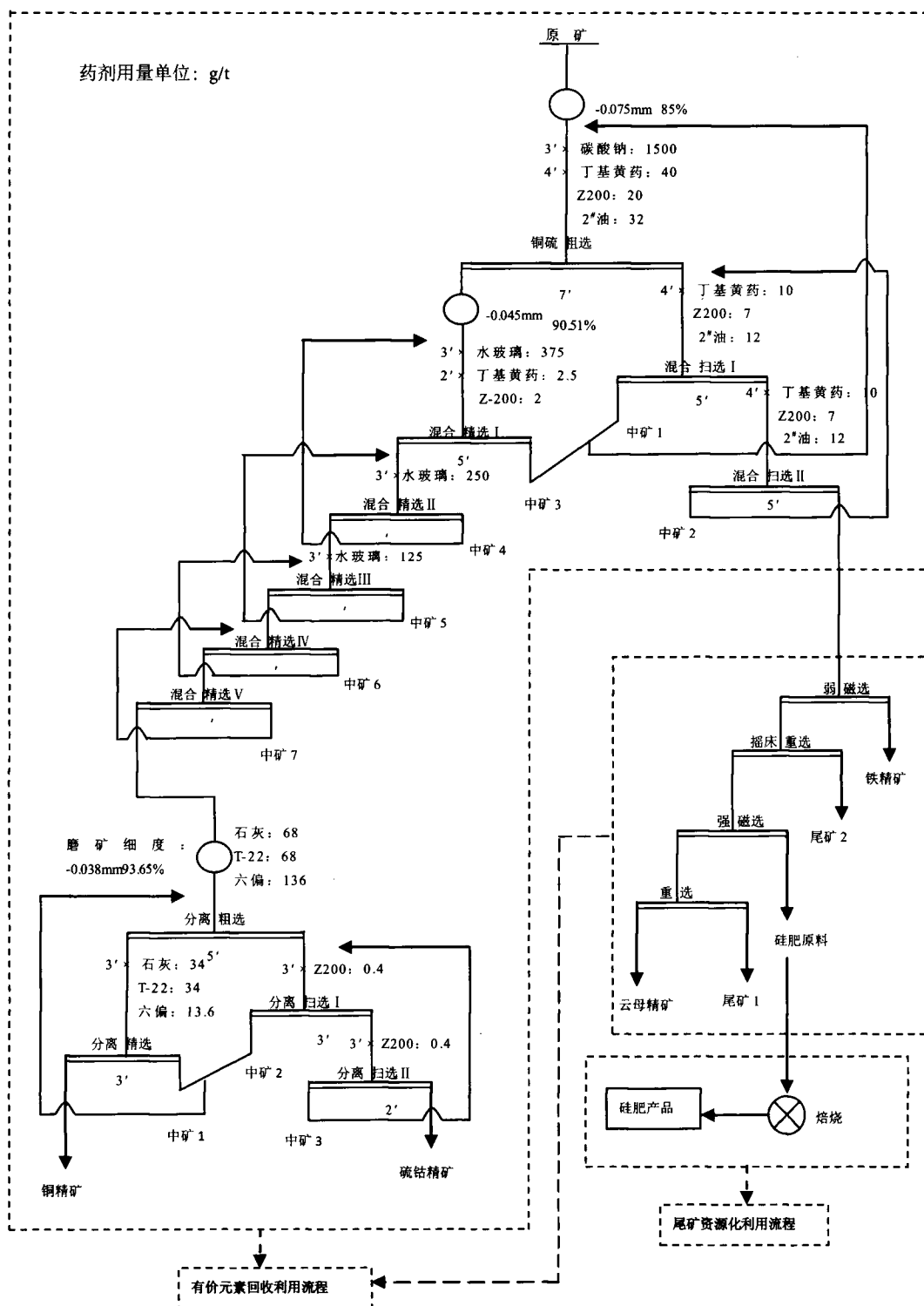


图 1 尾矿综合利用原则流程

Fig.1 Principle flowsheet of comprehensive utilization of tailings

3 结 语

(1) 根据尾矿工艺矿物学研究结果, 针对该低品位尾矿资源分别进行了可利用有价值元素及有

用矿物综合回收研究、尾矿深度除杂试验研究、多功能矿物硅肥的制备技术研究。确定了适合该尾矿性质的“浮磁重梯次回收有用矿物-尾矿制硅(下转 156 页)

- 铁尾矿粒径和湿度因子对高光谱特征参量影响…(2.128)
 辉钼矿与捕收剂 K64 的作用机理研究…(2.134)
 河北某煤矿 Bond 功指数测定研究…(2.140)
 磷矿尾矿料微观特性与宏观力学性质试验分析…(2.144)
 基于微观技术的镁质熔剂性球团矿相研…(2.148)
 高磷鲕状赤铁矿深度还原过程中磷在金属相富集热力学研究…(2.152)
 TiO₂ 在 NaCl-KCl-NaF 熔盐体系中的初晶温度及溶解机理的研究…(3.141)
 离子型稀土矿化学溶浸影响因素及其调控…(3.146)
 含铷、铯锂云母矿的复合盐焙烧-浸出性能及机理…(3.152)
 煤中低分子化合物的甲烷溶解能力研究…(4.139)
 亚氯酸钠氧化浸出辉钼矿动力学及机理研究…(4.145)
 煤种对煤球气化及燃烧反应动力学的影响研究…(4.149)
 叶轮转速对粗粒浮选机分选动力煤的影响…(4.153)
 固溶热处理对发动机用 Cr₄Mo₄V 滚动轴承钢的组织 and 力学性能的影响…(5.144)
 粒径对造气炉内煤燃烧反应的影响及动力学分析…(5.148)
 Al₂O₃ 对富镁复合铁酸钙生成的影响…(5.152)
 碳热还原法制备氮化钒铁合金的性能表征研究…(6.132)
 高炉喷吹煤气的煤造气富氢试验…(6.136)
 利用钢渣余热还原含锌粉尘可行性的探讨…(6.140)
 基于摄像分析法的煤泥絮团特性及相关关系…(6.145)
 煤种和焦炭对造气炉料层透气性的影响研究…(6.150)

(上接 122 页)

肥”的工艺技术路线,在回收利用有价元素基础上,使难利用的尾矿资源变成了铜精矿、硫钴精矿、铁精矿、云母精矿与硅肥产品,实现了尾矿资源化及减量化。

(2) 该尾矿资源有价元素含量极低,嵌布粒度较细,回收存在较大困难。根据矿石工艺特性及技术难点,提出“铜钴混选-铜钴分离”,得到铜精矿、硫钴精矿产品。浮选尾矿“磁重联合选云母-尾矿焙烧制硅肥”,使尾矿在回收云母矿物后获得多功能矿物硅肥。

(3) 研发的“浮磁重梯次回收有用矿物—尾矿制硅肥”的工艺技术方案的该尾矿减量 56% 以上。尾矿综合利用流程合理,实际可操作性强。

参考文献:

- [1] 田键,申盛伟,叶斌,等.铜尾矿资源化利用与处置新工艺[J].矿产综合利用,2016(3):5~9.
- [2] 阎赞,王想,徐名特,等.尾矿资源化研究在铅锌尾矿中的应用[J].矿产综合利用,2017(1):1-5.
- [3] 王红,吴刚,张丽.尾矿资源化与矿山的可持续发展[J].化工矿物与加工,2009(3):30-31.
- [4] 周春旋,张济宇,李宝霞.硅肥发展现状及展望[J].化学工业与工程技术,2006,12(6):48-54.
- [5] 吕宪俊,连民杰.金属矿山尾矿处理技术进展[J].金属矿山,2005(8):1-4,38.
- [6] 席晓光,张金良,顾晨,等.钼尾矿中回收铁和云母选矿试验研究[J].矿业工程,2015(5):22-24.

Study on Resource Disposal and Comprehensive Utilization of Tailings

Yang Jinzhong, Mao Yilin, Chen Xiaoqin, Liu Xiaofu

(Shenhua Zhunneng Energy Resources Comprehensive Development Co. Ltd., Coal Associated Resources Comprehensive Utilization and Engineering Demonstration Center, Erdos, Inner Mongolia, China)

Abstract: In order to solve the problems of tailings storage and potential pollution to the environment in a resource-intensive mining area, the technology of resource treatment and comprehensive utilization of the low-grade tailings was studied. According to the research results of mineralogy of tailings process, the research of comprehensive recovery of valuable elements and useful minerals, deep impurity removal test of tailings, and preparation technology of multifunctional mineral silicon fertilizer were carried out. The technical process of "floating magnetic gravity cascade recovery of useful mineral -- silicon fertilizer from tailings" suitable for the tailing property is determined. On the basis of the recovery and utilization of valuable elements, the hard-to-use tailing resources are transformed into copper concentrate, sulfur cobalt concentrate, iron concentrate, mica concentrate and silicon fertilizer products, thus realizing the resource recovery and reduction of tailing.

Keywords: Technical properties of tailings; Comprehensive recovery of valuable elements; Heavy metal removal; Multifunctional mineral silicon fertilizer