

## 青海某铜铅锌多金属矿选矿工艺研究

赵玉卿<sup>1</sup>, 刘 旻<sup>1</sup>, 张培青<sup>2\*</sup>, 应永朋<sup>1</sup>

(1. 青海省地质矿产测试应用中心; 2. 青海省第三地质勘查院)

**摘要:**针对青海某铜铅锌多金属矿,进行了不同类型捕收剂对铜铅锌浮选分离影响的试验,重点考察了新型捕收剂4037B、P5100C、QBSC的选别效果。结果表明:P5100C和QBSC更有利于铜、铅分离,在最佳条件下,采用铜快速浮选—铜铅混选—铜铅再磨分离—锌浮选流程,获得铜品位35.56%、铜回收率75.23%的铜精矿;铅品位45.02%、铅回收率71.92%的铅精矿;锌品位41.49%、锌回收率72.58%的锌精矿;含铜20.14%、含铅8.90%、含锌28.38%,铜回收率11.93%、铅回收率6.77%、锌回收率11.81%的混合精矿。全流程铜总回收率97.94%,铅总回收率96.62%,锌总回收率92.64%。

**关键词:**铜;铅;锌;新型捕收剂;浮选;多金属矿

中图分类号:TD952

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2024)05-0034-06

doi:10.11792/hj20240508

## 引言

青海某铜铅锌多金属矿主要可回收元素为铜、铅、锌,矿石中的黄铜矿、方铅矿、闪锌矿之间连生嵌布较多,与脉石矿物互相包裹,嵌布关系复杂,不易单体解离,在实际生产中所得的精矿品质不高,铜、铅、锌互相掺杂程度较高,未能实现有价元素高效利用。为此,针对铜、铅、锌浮选捕收剂进行了试验研究,探讨了不同捕收剂对该矿石铜、铅、锌浮选分离的影响,确定了适合该矿石选别的工艺,为该矿石生产提供了技术指导。

## 1 矿石性质

## 1.1 化学成分分析

矿石化学成分分析结果见表1。由表1可知:该矿石含铜3.16%、铅2.41%、锌4.41%,达到伴生综合利用评价要求的元素为银(330 g/t)、硫(4.00%)。

表1 矿石化学成分分析结果

Table 1 Analysis results of ore chemical composition

成分	Cu	Pb	Zn	S	As	Sb	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O
w/%	3.16	2.41	4.41	4.00	0.061	0.037	0.95	2.03
成分	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	P	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Au <sup>(1)</sup>	Ag <sup>(2)</sup>
w/%	12.86	2.21	9.88	45.67	0.053	4.75	0.09	330

注:1)w(Au)/(g·t<sup>-1</sup>); 2)w(Ag)/(g·t<sup>-1</sup>)。

## 1.2 物相分析

矿石中铜、铅、锌物相分析结果见表2~4。

表2 铜物相分析结果

Table 2 Analysis results of copper phase

相别	w(Cu)/%	分布率/%
硫酸铜	0.000 1	0.004
自由氧化铜	0.01	0.376
结合氧化铜	0.028	1.05
次生硫化铜	0.46	17.31
原生硫化铜	2.16	81.26
总铜	2.658 1	100.00

表3 铅物相分析结果

Table 3 Analysis results of lead phase

相别	w(Pb)/%	分布率/%
硫酸铅	0.037	1.79
碳酸铅、氧化铅	0.086	4.15
硫化铅	1.910	92.18
含铅氧化矿物	0.015	0.72
其他铅	0.024	1.16
总铅	2.072	100.00

表4 锌物相分析结果

Table 4 Analysis results of zinc phase

相别	w(Zn)/%	分布率/%
硫酸锌	0.000 3	0.01
氧化锌	0.14	3.40
硫化锌	3.95	96.05
其他锌	0.022	0.54
总锌	4.112 3	100.00

收稿日期:2023-12-11; 修回日期:2024-01-22

基金项目:青海省昆仑英才·高端创新创业人才——领军人才项目(青人才字[2021]13号)

作者简介:赵玉卿(1987—),女,高级工程师,从事有色金属、黑色金属、贵金属矿产的综合利用工作;E-mail:5548838@qq.com

\*通信作者:张培青(1969—),男,高级工程师,从事金属矿产勘查、非金属矿产勘查及金属矿综合利用工作;E-mail:29663853@qq.com

由表2~4可知:矿石中的铜主要为原生硫化铜,其次为次生硫化铜,二者分布率达到98.57%;铅以硫化铅为主,分布率为92.18%;锌以硫化锌为主,分布率为96.05%。

### 1.3 矿物组成及嵌布关系

矿石中主要有用矿物为闪锌矿、黄铜矿、斑铜矿、方铅矿、蓝辉铜矿、辉铜矿等。主要脉石矿物为斜长石、石英、角闪石、硅灰石、石榴子石等,矿物嵌布关系见图1。

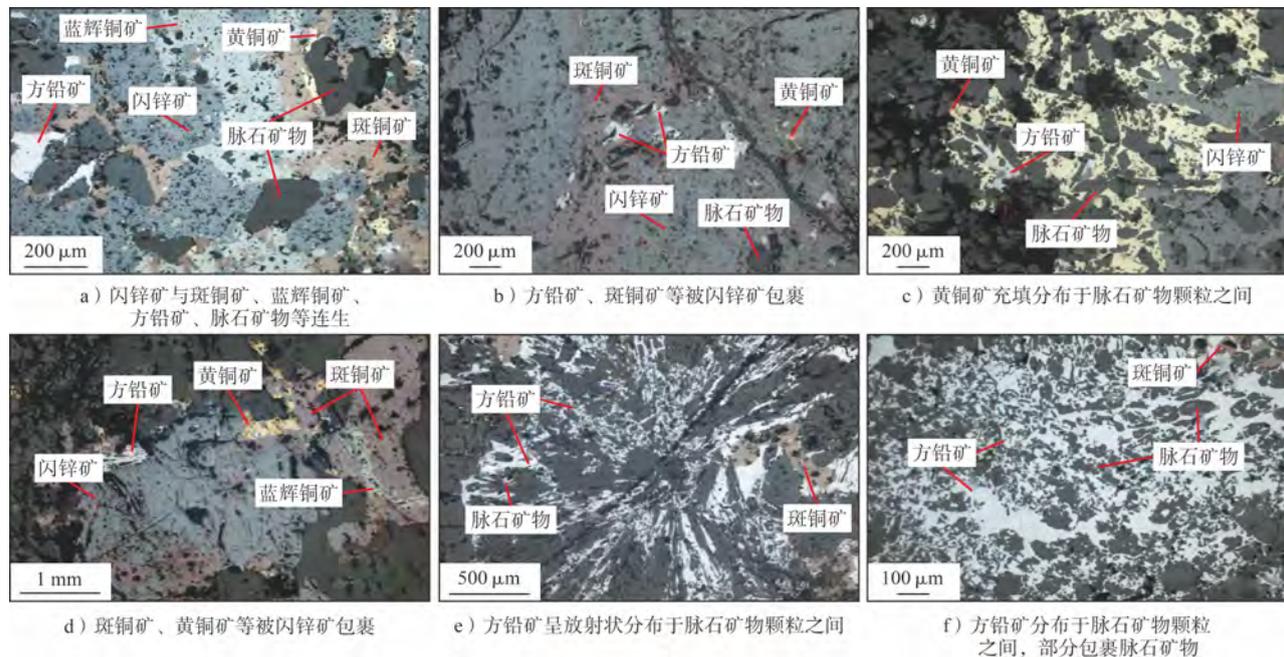


图1 矿物嵌布关系

Fig.1 Dissemination relations between minerals

1) 闪锌矿:粒径在0~5 mm,呈浸染状或脉状构造,多沿岩石破碎裂隙分布,赋存状态较为复杂。与方铅矿、黄铜矿、斑铜矿等连生、包裹,多呈港湾状接触,与脉石矿物也多呈港湾状接触,局部可见与脉石矿物互相包裹,导致闪锌矿无法充分解离,容易形成闪锌矿-黄铜矿、闪锌矿-斑铜矿、闪锌矿-方铅矿、闪锌矿-脉石矿物等连生体,从而影响铜、铅精矿的品质。

2) 铜矿物:粒径在0~5 mm,主要由黄铜矿、斑铜矿组成,其次还包含少量的蓝辉铜矿、辉铜矿。黄铜矿、斑铜矿充填分布于脉石矿物颗粒之间,可见部分包裹脉石矿物;黄铜矿、斑铜矿被闪锌矿交代,互相包裹呈连晶分布;局部可见黄铜矿呈细小乳滴状分布于闪锌矿中;蓝辉铜矿、辉铜矿呈他形不规则粒状,为黄铜矿的伴生矿物。

3) 方铅矿:与闪锌矿、黄铜矿、斑铜矿呈连晶分布,与脉石矿物嵌布关系较为复杂,多与脉石矿物互相包裹。方铅矿包裹体粒度较粗,粒径在0~5 mm。其中,+0.038 5 mm 粒级主要以连晶方式与铜矿物、闪锌矿连生,或以浸染状构造呈脉状分布于脉石矿物颗粒之间,较易解离;-0.038 5 mm 粒级主要以不规则细粒状分布于脉石矿物颗粒之间,与脉石矿物互相包裹,嵌布关系复杂,不易解离,且该部分方铅矿数量较多,容易在解离过程中形成大量方铅矿-脉石矿物

的贫连生体,影响精矿品位。

## 2 试验结果与讨论

### 2.1 铜铅粗选药剂种类及用量试验

通过前期铜铅混选探索试验,确定铜铅混选试验条件为:磨矿细度-0.074 mm 占58.7%,锌抑制剂硫酸锌用量2 000 g/t,在此条件下进行铜铅粗选药剂种类及用量试验。常规选铜药剂有Z200、BK301、丁基黄药类等,选铅药剂有25号黑药、乙硫氮、黄药类等<sup>[1-3]</sup>。这些常规药剂存在药剂用量大、矿泥泡沫夹带多、铜铅选择性差等问题。本次试验考察了新型硫化矿捕收剂4037B、P5100C、QSBC对铜、铅、锌的浮选效果<sup>[4]</sup>。试验流程见图2,试验结果见表5。

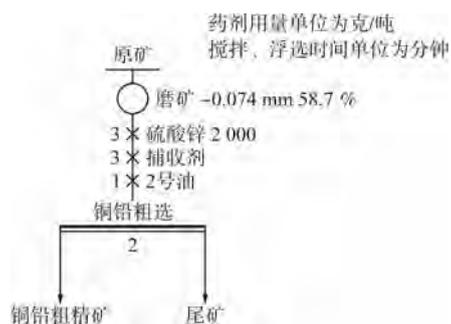


图2 铜铅粗选药剂种类及用量试验流程

Fig.2 Test flow chart for the types and dosage of reagents used in copper and lead roughing

表5 铜铅粗选药剂种类及用量试验结果

Table 5 Test results of the types of reagents used in copper and lead roughing

药剂种类及用量/(g·t <sup>-1</sup> )	品位/%			回收率/%		
	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
P5100C+2号油 22+20	19.74	10.63	7.12	90.96	65.09	22.87
P5100C 37	19.66	10.91	7.72	91.93	69.36	25.55
P5100C+QSBC+2号油 7.3+20.6+40	17.83	13.85	7.57	94.85	92.28	26.59
4037B+2号油 54+20	17.99	13.52	9.23	93.52	92.24	33.25
4037B+25号黑药+2号油 23+27+20	20.92	16.33	8.91	93.82	93.61	27.13
4037B+乙硫氮+2号油 31+40+20	17.23	13.21	8.07	94.17	93.62	30.32
4037B+25号黑药+2号油 31+40+20	19.92	16.33	10.70	95.06	94.42	34.43
丁基黄药+乙硫氮+2号油 60+40+30	24.13	19.26	8.32	92.25	92.51	21.92

由表5可知:在锌抑制剂作用的前提下,P5100C对铜的选择性较好,对铅、锌的选择性较弱,可用于铜铅分离;4037B对铜、铅、锌均有选择性,当捕收剂总用量大于50 g/t后,4037B与25号黑药组合使用,较单独使用4037B时可显著提高铜、铅品位,此时需加强对锌矿物的抑制;QSBC对铅具有良好选择性,对铜、锌选择性弱,将P5100C与QSBC组合使用时,QSBC对铅的选择性显著强于对铜的选择性,可弥补P5100C的不足,且用量少、指标好。综合考虑,选择P5100C和QSBC作为铜、铅选别的捕收剂,用量分别为7.3 g/t、20.6 g/t。

## 2.2 铜快速浮选捕收剂用量试验

由于含铜矿物粒度较粗,易单体解离,为实现铜、铅分离,降低铜铅混合精矿中的铜品位,考虑采用铜快速浮选工艺,优先得到单体解离度较好的易浮铜精矿。通过前期试验,确定铜快速浮选试验条件为:磨矿细度-0.074 mm占76.0%,锌抑制剂硫酸锌+亚硫酸钠用量2 000 g/t+40 g/t,考察捕收剂P5100C用量对选别效果影响。试验流程见图3,试验结果见表6。

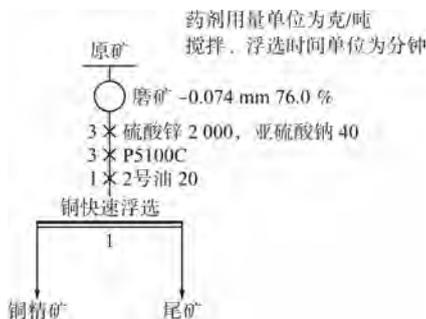


图3 铜快速浮选捕收剂用量试验流程

Fig. 3 Test flow chart of collector dosage for rapid copper flotation

由表6可知:增加捕收剂P5100C用量,铜精矿中铅、锌品位及回收率均升高,不利于后续铅、锌回收,因此,铜快速浮选捕收剂P5100C用量选择7.3 g/t即可。结合前期试验结果,之后的铜铅混选捕

表6 铜快速浮选捕收剂用量试验结果

Table 6 Test results of collector dosage for rapid copper flotation

捕收剂用量/ (g·t <sup>-1</sup> )	产率/ %	品位/%			回收率/%		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
7.3	6.45	34.63	6.69	3.67	67.76	17.73	5.29
14.6	10.90	26.44	7.79	5.34	89.48	36.75	13.03

收剂选择QSBC,用量为20.6 g/t。

## 2.3 锌浮选试验

含锌矿物主要为闪锌矿,粒度较粗,因此采用常规药剂硫酸铜及丁基黄药进行选别。试验流程见图4,试验结果见表7。试验结果表明:采用硫酸铜活化—丁基黄药捕收的锌选别流程,选别效果较好,选锌段锌总回收率69.48%。

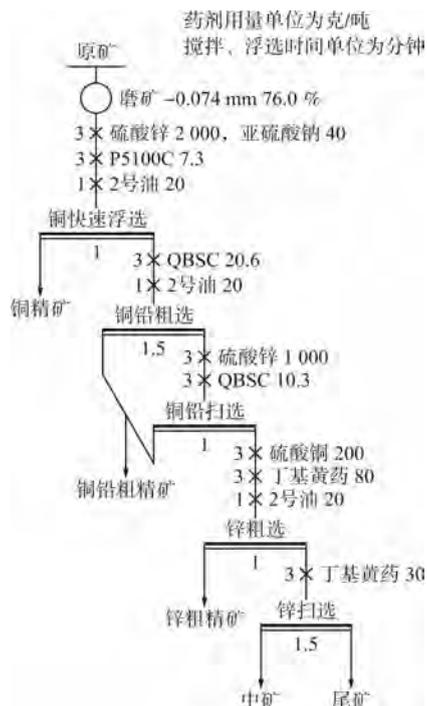


图4 锌浮选试验流程

Fig. 4 Test flow chart of zinc flotation

表7 锌浮选试验结果

Table 7 Test results of zinc flotation

产物	产率/ %	品位/%			回收率/%		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
铜精矿	6.08	35.61	5.73	3.63	69.34	14.65	4.78
铜铅粗精矿	10.93	7.55	17.13	9.42	26.44	78.78	22.30
锌粗精矿	7.73	0.84	0.90	40.39	2.08	2.93	67.61
中矿	2.81	0.73	0.71	3.07	0.65	0.84	1.86
尾矿	72.45	0.064	0.092	0.22	1.49	2.80	3.45
原矿	100.00	3.12	2.38	4.62	100.00	100.00	100.00

表8 铜铅分离试验结果

Table 8 Test results of copper and lead separation

产物	产率/ %	品位/%			回收率/%		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
铜精矿	6.28	35.76	5.74	3.63	71.23	14.99	5.18
中矿	5.31	1.33	1.77	7.78	2.24	3.92	9.36
混合精矿	2.49	18.38	12.67	4.06	14.54	13.13	11.39
铅精矿	3.95	6.47	38.52	1.93	8.09	63.19	8.57
尾矿	81.97	0.15	0.14	3.52	3.90	4.77	65.50
原矿	100.00	3.15	2.41	4.41	100.00	100.00	100.00

2.4 铜铅再磨分离试验

由于磨矿细度 -0.074 mm 占 76.0%，造成呈乳滴状分布于黄铜矿中的锌单体解离度不够，进入铜铅粗精矿中影响锌回收率，为此，本次试验采用铜铅粗精矿再磨抑锌精选—铜铅再磨分离流程，之后通过试验确定了铜铅精选阶段及铜铅分离阶段的再磨细度和药剂制度。出于环保因素考虑，本次试验采用腐殖酸钠和亚硫酸钠作为铅抑制剂<sup>[5-6]</sup>。试验流程见图5，试验结果见表8。由表8可知：经铜铅粗精矿再磨抑锌精选—铜铅再磨分离流程，可得到铅品位 38.52%、铅回收率 63.19% 的铅精矿。

2.5 开路试验

开路试验流程见图6。采用铜快速浮选—铜铅混选—铜铅再磨分离—锌浮选流程，得到铜品位 35.76%、铜回收率 71.72% 的铜精矿，铅品位 42.55%、铅回收率 49.12% 的铅精矿，锌品位 37.22%、锌回收率 60.25% 的锌精矿，铜品位 18.43%、锌品位 27.87%、铅品位 5.38% 的混合精矿。

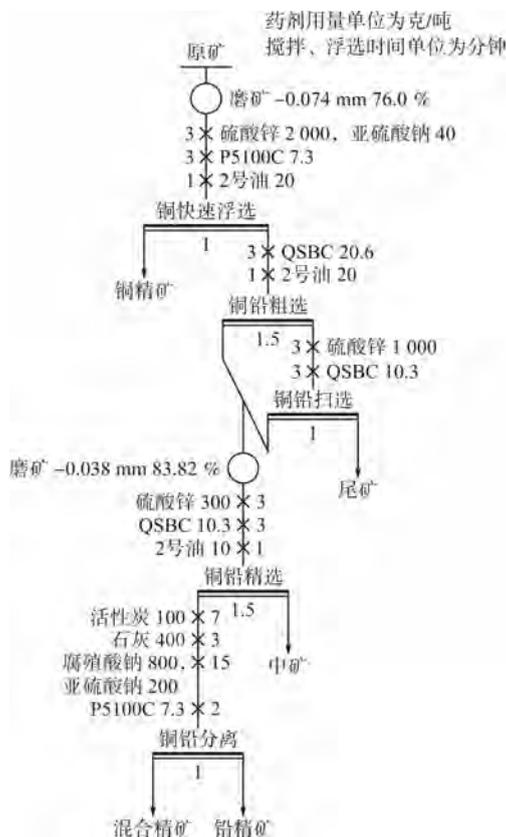


图5 铜铅分离试验流程

Fig. 5 Test flow chart of copper and lead separation

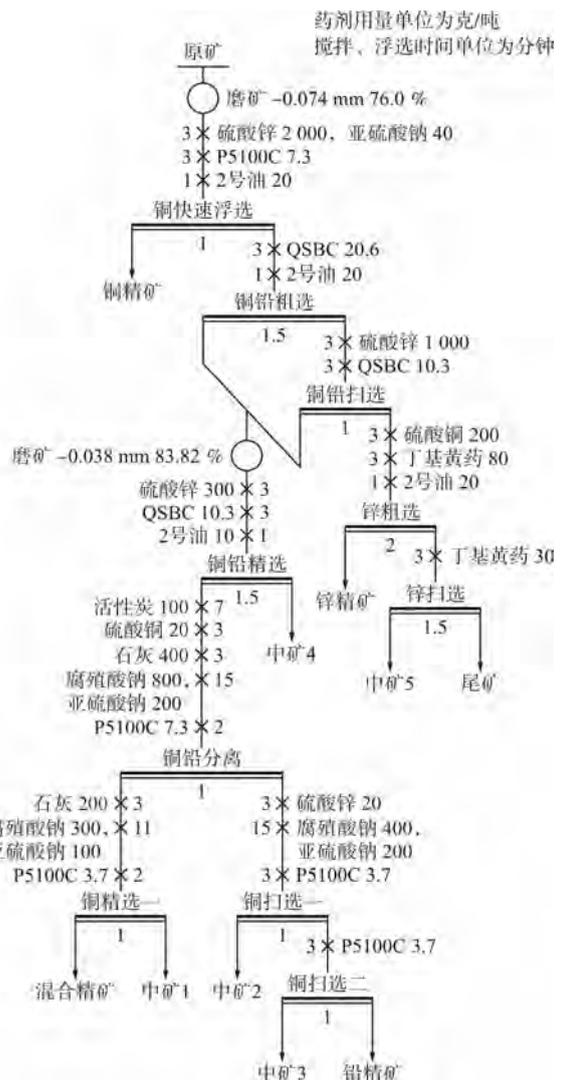


图6 开路试验流程

Fig. 6 Open-circuit test flow chart



择性,对铜、锌选择性较弱。

3)根据矿石性质,试验采用铜快速浮选—铜铅混选—铜铅再磨分离—锌浮选流程,最终获得铜品位35.56%、铜回收率75.23%的铜精矿;铅品位45.02%、铅回收率71.92%的铅精矿;锌品位41.49%、锌回收率72.58%的锌精矿;含铜20.14%、含铅8.90%、含锌28.38%,铜回收率11.93%、铅回收率6.77%、锌回收率11.81%的混合精矿。全流程铜总回收率97.94%,铅总回收率96.62%,锌总回收率92.64%。

#### [参考文献]

[1] 肖炜,田小松.云南迪庆铜铅锌硫化矿浮选分离研究[J].矿产综合利用,2020(1):65-70.

- [2] 段胜红,姜亚雄,周光浪.某铜铅锌硫化矿浮选分离试验研究[J].矿冶工程,2023,43(1):72-76.
- [3] 陈章鸿,刘四清,陈思雨,等.基于硫酸调浆的铜铅锌多金属矿浮选分离工艺研究[J].矿产综合利用,2022(2):79-85.
- [4] 王瑞康,蓝卓越,杨迪,等.铜铅硫化矿浮选分离研究现状及展望[J/OL].矿产综合利用:1-21[2023-11-08].<http://kns.cnki.net/kcms/detail/51.1251.TD.20231107.1108.010.html>.
- [5] 刘建文.内蒙古某难选冶铅锌矿石选矿试验研究[J].黄金,2022,43(11):77-81.
- [6] 任飞,李志锋,胡志刚,等.内蒙古某含银铜铅锌多金属硫化矿石选矿试验研究[J].黄金,2021,42(8):61-66.
- [7] 孙晓华,付强,应永朋,等.青海某低品位铜铅锌银多金属矿工艺矿物学研究[J].有色金属(选矿部分),2020(5):5-10.
- [8] 赵玉卿,应永朋,熊艳,等.BPMA在某低品位钨钼矿工艺矿物学研究中的应用[J].矿产综合利用,2021(5):129-134.

## Research on the ore-dressing technology of a copper – lead – zinc polymetallic mine in Qinghai

Zhao Yuqing<sup>1</sup>, Liu Dao<sup>1</sup>, Zhang Peiqing<sup>2</sup>, Ying Yongpeng<sup>1</sup>

(1. Qinghai Provincial Geological Resources Testing and Application Center;

2. No. 3 Exploration Institute of Geology Resources of Qinghai Province)

**Abstract:** This study investigates the effects of different types of collectors on the flotation separation of copper, lead, and zinc in a polymetallic mine in Qinghai. The emphasis was placed on evaluating the separation efficiency of new types of collectors 4037B, P5100C, and QBSC. The results indicate that P5100C and QBSC are particularly effective for the separation of copper and lead. Under optimal conditions, a process comprising rapid flotation of copper – mixed flotation of copper and lead – regrinding and separation of copper and lead – zinc flotation, yielded a copper concentrate with a grade of 35.56% and a recovery rate of 75.23%, a lead concentrate with a grade of 45.02% and a recovery rate of 71.92%, and a zinc concentrate with a grade of 41.49% and a recovery rate of 72.58%. A mixed concentrate was also obtained with copper grades of 20.14%, lead grades of 8.90%, zinc grades of 28.38%, and recovery rates of 11.93%, 6.77%, and 11.81% for copper, lead, and zinc, respectively. The overall copper, lead, and zinc recovery rates were 97.94%, 96.62%, and 92.64%, respectively.

**Keywords:** copper; lead; zinc; new types of collectors; flotation; polymetallic mine

(上接第27页)

- [5] 张家骏.底卸式矿车在卸载过程中速度控制的计算[J].起重运输机械,1980(1):25-26.
- [6] 姜克城.底卸式矿车卸载过程的运动和受力分析[J].煤矿设计,1990,22(5):21-24.
- [7] 陈光寅.底卸式矿车最佳卸载轨道的研究[J].煤矿设计,1982,

14(11):35-39,34.

- [8] 胡永胜.ZK20S-9/550机车带9节10m<sup>3</sup>矿车可行性分析[J].安徽工业大学学报(自然科学版),2010,27(增刊1):46-49.
- [9] 《采矿设计手册》编写委员会.采矿设计手册:矿山机械卷[M].北京:中国建筑工业出版社,1988.

## Research and application of external power unloading device for bottom unloading mining carts

Tan Qingshu

(Zijin (Xiamen) Engineering Design Co., Ltd.)

**Abstract:** Large-scale tram transport mining carts are equipped with dedicated unloading stations, where the carts run along unloading curved tracks. Addressing the problem of electric locomotives unable to generate sufficient driving force for mining carts to pass through unloading stations stably, this study, taking the unloading stations of a copper mine in Serbia as an example, analyzes the speed variation of mining carts during unloading processes. By setting up external power device to control unloading speed, the unloading process of large-scale tram transport mining carts becomes smoother and more reliable, greatly promoting the automation of production system.

**Keywords:** bottom unloading mining carts; electric locomotives; unloading stations; mechanical energy; external power device