

# 内蒙古某金矿磨矿分级产物离心重选实验研究

卢臣<sup>1</sup>, 杨聪仁<sup>2</sup>, 张仕奇<sup>3</sup>, 张钰<sup>2</sup>, 刘日飞<sup>2</sup>, 李沛<sup>1</sup>, 曹钊<sup>1</sup>

(1. 内蒙古科技大学 矿业研究院, 内蒙古 包头 014010; 2. 内蒙古金曦矿业有限公司, 内蒙古 锡林郭勒 012500; 3. 东北大学冶金学院, 辽宁 沈阳 110819)

**摘要:** 针对内蒙古某金矿磨矿分级回路存在粗粒自由金的循环积聚, 本文研究采用离心重选从磨矿分级产物中回收粗粒金。结果表明, 离心重选对一段沉砂的分选效果较好, 利用回归分析, 建立一段沉砂离心重选中影响因素与选别指标的二元二次回归方程, 并绘制响应曲面, 确定较佳分选条件, 即离心力场 60 G 左右、高反冲水压力 >70 kPa。在较佳条件下, 重选精矿金品位随批次给矿量增加而线性增大, 当一次实验给矿量增加到 15 kg 时, 精矿品位可达 760 g/t。研究成果为现场技术改造提供了重要参考依据。

**关键词:** 离心重选; 黄金选矿; 回归正交设计; 条件优化

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2021.03.024

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2020) 03-0152-06

离心重选是一种高效的选矿方法, 其借助高速旋转离心作用能产生高倍“强化重力”的特性, 在高倍的强化离心力场内, 不同密度矿物所受的重力差被放大, 使得不同密度矿物之间的分离比自然重力场内更加容易, 强化矿物颗粒按密度分选<sup>[1-3]</sup>。离心重选的主要影响因素有给矿速度、给矿浓度、离心机转速和反冲水流速<sup>[4-6]</sup>。

在黄金选矿中, 离心重选的选矿比通常可达 10000 ~ 30000 倍, 富集比可达 1000 ~ 5000 倍<sup>[7]</sup>。在黄金选矿的生产实践中, 离心重选主要设置在磨矿分级回路, 依据金的嵌布特性和在粒级中的分布, 处理磨矿分级的沉砂或控制分级一段的溢流, 在氰化浸出或浮选前就捕收到粒度较粗的金颗粒, 可以减少粗粒金在浸出、浮选的损失, 同时达到清理磨矿分级回路的目的<sup>[8]</sup>。其产品一般来说品位不会太高, 需要用摇床进一步富集,

甚至可考虑采用人工淘洗以提升品位<sup>[9]</sup>。

内蒙古某金矿磨矿分级回路存在粗粒自由金的循环积聚, 但是否可采取离心重选进行预先回收还未可知, 本文通过实验室离心重选实验, 验证了工业采用离心重选回收粗粒金的可行性, 为现场技术改造提供了重要参考。

## 1 现场磨矿分级产物金品位及分布率分析

在工艺矿物学研究中, 发现浸渣中有金与石英的连生体; 同时, 在磨矿分级回路流程考查中, 发现了相当程度的金循环积聚现象。

### 1.1 单质金浸出不完全

浸渣工艺矿物研究表明, 有部分单质金浸出不完全。原因可能是颗粒过大, 浸出时间不够, 因此, 在一段分级机沉砂下设置分选机可有效捕

收稿日期: 2020-01-07; 改回日期: 2020-03-12

基金项目: 内蒙古自治区 2019 年科技计划项目 (KJJH-201901); 内蒙古科技大学优秀青年基金 (2017YQL005); 包头稀土高新区科技局“科技创新服务载体项目” (20191213)。

作者简介: 卢臣 (1995-), 男, 硕士研究生, 主要研究方向为多金属矿分选。

通讯作者: 曹钊 (1985-), 男, 教授, 博士生导师。

收粗粒金, 可避免不必要的金损失。单质金嵌布特征见表1。

### 1.2 磨矿分级回路中金的循环积聚现象

表1 浸渣中单质金嵌布特征统计

Table 1 Statistical table of the characteristics of gold embedded in leach residue

单质金类型	单质金嵌布特征	分布率 /%	合计 /%
连生体金	与石英石共生	10	10.00
裸露金	单体解离	0	0
包裹金	被石英石包裹	40	90.00
	被钠长石包裹	50	

在水力分级过程中, 矿物被磨细达到合格粒度, 理应进入溢流。然而对自由金、含金量较高的金连生体和包裹体来说, 因密度较大, 有可能进入沉砂。部分含金颗粒会在磨矿分级回路中反复循环而难以进入浸出作业, 这就是金颗粒在回路中循环积聚的现象。金的循环积聚不仅影响回收率, 还会影响磨矿效率。

经过流程考查, 发现一段分级与磨矿的回路中有一定程度的循环积聚现象, 结果见表2。

(1) 表2为磨矿分级回路中各产物的金品位,

表2 磨矿分级回路中各产物的金品位

Table 2 Gold grade of each product in the grinding classification circuit

产物	球磨给矿	一段分级给矿	一段分级溢流	一段分级溢流	二段分级溢流	二段分级溢流
金品位 / (g·t <sup>-1</sup> )	1.92	10.21	12.57	6.57	5.51	1.81

可以看出一段分级沉砂中金品位最高, 有循环积聚现象。

(2) 表3、4为磨矿分级回路中各产物的粒级及金属量分布。可以看出, 不论物料整体的粗细, 所有产品中都是+38 μm、-38+75 μm两个粒级的金品位最高, 且金主要分布在-150 μm的部分。一段分级沉砂是最粗的物料, 但上述现象反而最明显, 即粒级所占比例较少的细粒级金品位较高, 这证实了循环集聚现象的存在。据此, 也可以发现,

处理一段分级沉砂要比处理二段分级沉砂更有必要、效果也应更明显。

### 1.3 一段分级沉砂单质金粒级分析

表3 一段分级给矿和沉砂粒级及金属量分布

Table 3 Size fraction and gold distribution of the first stage hydrocyclone feed and underflow

粒级 /mm	一段分级给矿			一段分级沉砂		
	矿量 495.12/(t·h <sup>-1</sup> ), 产率 100%			矿量 198.30/(t·h <sup>-1</sup> ), 产率 40.05%		
	粒级 含量 %	金品位 g/t	金分 布率 %	粒级 含量 %	金品位 g/t	金分 布率 %
+0.60	3.87	2.79	1.06	9.01	1.44	1.03
-0.60+0.3	11.36	3.23	3.59	16.05	1.90	2.43
-0.30+0.15	20.70	3.02	6.12	21.23	6.20	10.47
-0.15+0.075	38.50	6.44	24.29	39.12	8.24	25.65
-0.075+0.038	13.11	13.4	17.21	7.84	33.30	20.77
-0.038	12.46	39.1	47.73	6.75	73.80	39.64
合计	100.00	10.21	100.00	100.00	12.57	100

表4 一段分级溢流和二段分级沉砂粒级及金属量分布  
Table 4 Size fraction and gold distribution of the first stage hydrocyclone overflow and second stage underflow

粒级 /mm	一段分级溢流			二段分级沉砂		
	矿量 296.83/(t·h <sup>-1</sup> ), 产率 59.95%			矿量 241.29/(t·h <sup>-1</sup> ), 产率 48.73%		
	粒级 含量 %	金品位 g/t	金分 布率 %	粒级 含量 %	金品位 g/t	金分 布率 %
-0.60+0.3	9.57	2.06	3.00	7.43	2.05	2.76
-0.30+0.15	20.44	2.00	6.22	21.29	2.44	9.43
-0.15+0.075	37.10	3.92	22.13	52.20	2.68	25.39
-0.075+0.038	16.84	6.20	15.89	14.20	5.07	13.07
-0.038	16.05	21.6	52.76	4.88	55.7	49.34
合计	100.00	6.57	100.00	100.00	5.51	100.00

一段分级沉砂单质金粒级统计见表5, 形貌见图1。

可以看出, 一段分级沉砂中可见粗粒金, 最

表5 一段分级沉砂金颗粒统计

Table 5 Statistical table of the gold particle in the first stage hydrocyclone underflow

颗粒编号	图片编号	长径 /μm	短径 /μm	嵌布特征
1	100	202	76	与石英共生
2	101	20	20	单体解离
3	102	20	10	单体解离
4	103	15	7	与石英共生
5	104	15	5	单体解离
6	105	10	4	被石英包裹
7	106	8	7	单体解离

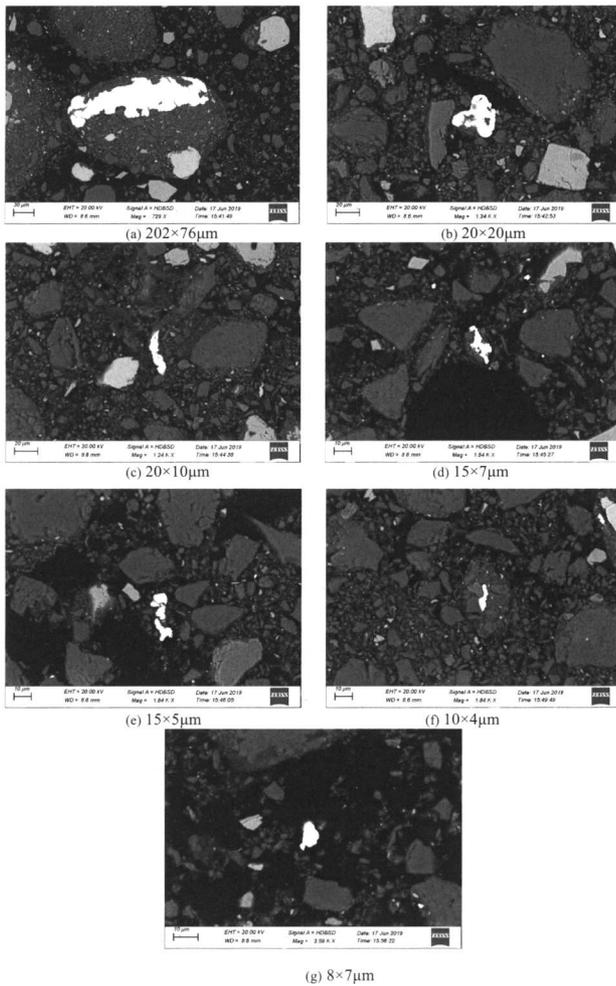


图 1 一段分级沉砂金颗粒扫描电镜形貌

Fig.1 SEM topography of the gold particle in the first stage hydrocyclone underflow

大单质金颗粒尺寸可达 (202×76) μm, 适合于离心重选分选。

## 2 一段分级沉砂离心重选实验

### 2.1 剥离粗粒级

由表 3 看出, 在一段沉砂中, +0.60 mm 物料的含量与金品位均较低, 且在前期探索实验时发现这部分粗物料几乎将分选锥的沟槽全部占满, 使得较细的有价矿粒无法被捕收, 分选效果很差。

因此, +0.60 mm 的物料必须被剥离, 只采用离心重选分选 -0.60 mm 的物料, 粒级及金分布律见表 6。

### 2.2 离心重选条件优化

表 6 一段分级沉砂中 -0.60 mm 物料的性质

Table 6 Fraction and gold distribution of -0.60 mm material in the first stage hydrocyclone underflow

粒级 /mm	粒级含量 /%	金品位 / (g·t <sup>-1</sup> )	金分布率 /%
-0.60+0.3	17.6	1.90	2.45
-0.30+0.15	23.3	6.20	10.60
-0.15+0.075	43.0	8.24	25.87
-0.075+0.038	8.6	33.30	21.01
-0.038	7.4	73.80	40.07
合计	100.00	13.67	100.00

采用两因素三水平正交实验, 以回收率、吨矿捕收金 g/t 为评价指标, 选定离心重选两个最重要的操作条件即离心立场 G (通过动锥转速可调) 与反冲水压力 psi (通过给水量可调) 为实验因素, 固定批次给矿量为 1.2 ~ 1.3 kg、矿浆浓度为 30%, 给入矿浆速度为 1.2 kg/min。因素水平编码见表 7。

表 7 离心重选两因素三水平正交实验编码

Table 7 Two-factor three-level orthogonal test coding table for the centrifugal separation

水平	因子 A (离心力场大小) /G	因子 B (反冲水压力) /psi
零水平	$A_0 = \frac{A_1 + A_2}{2} = \frac{60 + 180}{2} = 120$	$B_0 = \frac{B_1 + B_2}{2} = \frac{3 + 9}{2} = 6$
步长	$\Delta A = \frac{A_2 - A_1}{2} = \frac{180 - 60}{2} = 60$	$\Delta B = \frac{B_2 - B_1}{2} = \frac{9 - 3}{2} = 3$
上水平	$\frac{A_2 - A_0}{\Delta A} = \frac{180 - 120}{60} = 1$	$\frac{B_2 - B_0}{\Delta B} = \frac{9 - 6}{3} = 1$
下水平	$\frac{A_1 - A_0}{\Delta A} = \frac{60 - 120}{60} = -1$	$\frac{B_1 - B_0}{\Delta B} = \frac{3 - 6}{3} = -1$
零水平	0	0

表 8 离心重选实验结果

Table 8 Test results of centrifugal separation

实验号	因素 A 离心力场	因素 B 反冲水压力	原矿质量 /g	精矿质量 /g	精矿品位 / (g·t <sup>-1</sup> )	回收率 ε /%	吨矿捕收金 / [η/g·t <sup>-1</sup> ]
1	-1	-1	1284.3	87.4	61.9	30.82	4.21
2	0	-1	1310.2	89.1	77.9	38.75	5.30
3	1	-1	1312.3	73.7	96.8	39.77	5.44
4	-1	0	1304.0	86.1	118.0	57.00	7.79
5	0	0	1305.3	88.8	98.3	48.92	6.69
6	1	0	1331.3	85.2	94.4	44.19	6.04
7	-1	1	1301.9	73.5	162.0	66.90	9.15
8	0	1	1292.5	89.4	75.2	38.05	5.20
9	1	1	1312.3	86.2	95.0	45.65	6.24

实验结果见表 8, 可以看出, 在离心力场为 60 G、反冲水压力 9 psi 时, 精矿回收率 ε 最高, 为 66.90%, 推算可从 1 t 物料中捕收金 9.15g (以

下简称吨矿捕收金  $\eta$ ，单位 g/t)。

根据表8实验结果，建立回收率  $y_1$  和吨矿捕收金  $y_2$  与离心力场  $A$  和反冲水压力  $B$  之间的关系模型<sup>[10-11]</sup>，分别见式(1)和式(2)：

$$\varepsilon = a_0 + a_1A + a_2B + a_3A^2 + a_4B^2 + a_5AB \quad (1)$$

$$\eta = b_0 + b_1A + b_2B + b_3A^2 + b_4B^2 + b_5AB \quad (2)$$

求解出以编码形式表达的回归方程，见式(3)和式(4)：

编码后数学模型为：

$$\varepsilon = 46.38 - 4.18A + 6.88B - 7.55AB + 5.48A^2 - 6.71B^2 \quad (3)$$

$$\eta = 6.34 - 0.57A + 0.94B - 1.03AB + 0.75A^2 - 0.92B^2 \quad (4)$$

式(3)和式(4)所列回归方程的显著性检验分别见表9和表10，可以看出式(3)和式(4)总体F值分别2.47和4.12，两式F值均大于临界值  $F_{0.25}(5,3)=2.41$ ，表明当显著性水平为0.25时，方程整体是显著的。

表9 式3回归方程的显著性检验

Table 9 Accuracy test of regression equation 3

来源	平方和	自由度	均方和	F值
一次效应	a <sub>1</sub> 105.3	1	105.3	1.69
	a <sub>2</sub> 283.82	1	283.82	4.58
二次效应	a <sub>3</sub> 60.06	1	60.06	0.97
	a <sub>4</sub> 90.13	1	90.13	1.45
交互作用	a <sub>5</sub> 228.15	1	228.15	3.68
离差	G 953.20	8	119.15	-
回归	U 767.19	5	153.44	2.47
剩余	Q 186.01	3	62.00	-

表10 式4回归方程的显著性检验

Table 10 Accuracy test of regression equation 4

来源	平方和	自由度	均方和	F值
一次效应	b <sub>1</sub> 1.96	1	1.96	0.56
	b <sub>2</sub> 5.30	1	5.30	1.53
二次效应	b <sub>3</sub> 1.12	1	1.12	0.32
	b <sub>4</sub> 1.68	1	1.68	0.48
交互作用	b <sub>5</sub> 4.263	1	4.26	1.23
离差	G 17.81	8	17.81	-
回归	U 14.34	5	14.34	4.12
剩余	Q 3.48	3	3.48	-

### 2.3 响应曲面分析

基于回归方程，绘制以金回收率(%)和吨矿捕收金(g/t)为分选指标的响应曲面，分别见图2(a)和(b)。

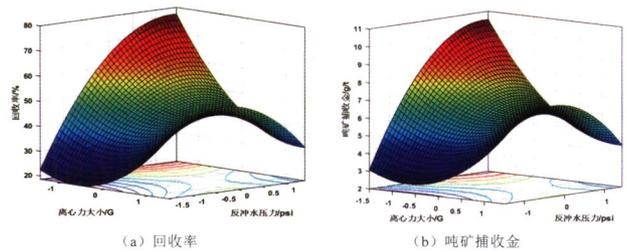


图2 回收率和吨矿捕收金的响应曲面

Fig.2 Response surface maps of recovery and gold amount recovered per 1 ton of feeding

由图2可以看出，在分选过程中，在离心转速(离心力)一定的条件下，较大反冲水压力会导致部分目的矿物颗粒流失，过低反冲水压力会导致床层得不到较好的松散，分选过程床层压死，造成部分金流失，在离心力场为180 G和60 G时，对应反冲水压力21 kPa、42 kPa、63 kPa的回收率分别为39.77%、44.19%、46.65%和30.82%、57.00%、66.90%，回收率随着反冲水压力的增加回收率升高；而离心力场为120 G时，反冲水压力21 kPa、42 kPa、63 kPa的回收率分别为38.75%、48.92%、38.05%，回收率随反冲水压先高后低。由此可以看出，在高反冲水压力、低离心力场的作用下，可以得到较高的回收率及分选指标。

### 2.4 批次给矿量与品位关系

实验室型离心重选机的批次给矿量越多，捕收的重矿物越多，精矿品位也越高。

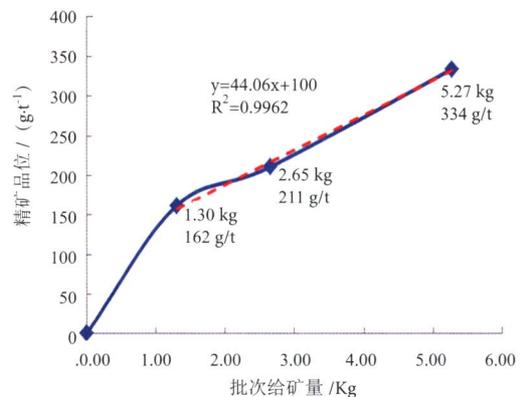


图3 精矿品位与批次给矿量的关系

Fig.3 Relationship between concentrate grade and feeding amount of batch test

图 3 为离心重选精矿品位与批次给矿量之间的关系,可以看出精矿品位随批次给矿量的增加而线性增大,根据线性拟合结果可知,当一次实验给矿量增加到 15 kg 时,精矿品位可达 760 g/t。

### 3 结 论

(1) 通过对比分析各段产物的金品位、粒级金属分布以及一段分级过程中金的反常分配,确定了在磨矿分级回路中设置离心重选的必要性,并确定了一段沉砂-0.60 mm 作为离心重选的给矿。

(2) 基于两因素三水平正交实验数据,建立回收率、吨矿捕收金与离心力场、反冲水的二元二次回归方程,绘制响应曲面,发现一段沉砂在低离心立场(60 G 左右)、高反冲水压力(> 21kPa)的条件下,金的富集效果较好。

(3) 实验室离心重选精矿金品位随批次实验给矿量增大呈线性增加趋势,根据线性拟合结果,当一次实验给矿量增加到 15 kg 时,精矿品位可达 760 g/t。

### 参考文献:

- [1] 文金磊. Knelson 离心机在金矿选矿中的应用[J]. 有色金属科学与工程,2016,7(5): 98-103.  
WEN J L. Application of knelson centrifuge in gold mineral processing [J]. Nonferrous Metals Science and Engineering, 2016,7 (5): 98-103.
- [2] 许琴. Knelson 选矿机分选过程建模与控制研究[D]. 赣州:江西理工大学,2016.  
XU Q. Research on modeling and control of separation process of knelson concentrator [D]. Ganzhou: Jiangxi University of Science and Technology, 2016.
- [3] 祁步春,蔡改贫,肖洪力,等. 基于响应曲面法的 Knelson 选矿机主要操作参数优化[J]. 矿业研究与开发,2016,36(11): 109-114.

QI B C, CAI G P, XIAO H L, et al. Optimization of main operating parameters of knelson concentrator based on response surface method [J]. Mining Research and Development, 2016,36 (11): 109-114.

[4] 王纯,刘祚时,李凡. 尼尔森选矿机反冲水压对精矿回收率的影响分析[J]. 现代矿业,2013,29(7): 128-129.

WANG C, LIU Z S, LI F. Analysis on the effect of recoil water pressure of Nelson concentrator on concentrate recovery rate [J]. Modern Mining, 2013,29 (7): 128-129.

[5] 威尔斯. 矿物加工技术[M]. 北京:冶金工业出版社,2011.  
WELLS. Mineral processing technology [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2011.

[6] 邵成祥,肖骏,陈代雄,等. Falcon 离心机分选某细粒尾矿中锡石的实验研究及实践[J]. 矿产综合利用,2016 (3): 83-87.

SHAO C X, XIAO J, CHEN D X, et al. Experimental study and practice on the separation of cassiterite from a fine-grained tailings by Falcon centrifuge [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2016 (3): 83-87.

[7] 印万忠. 黄金选矿技术[M]. 北京:化学工业出版社,2016.  
YIN W Z. Gold beneficiation technology [M]. Beijing: Chemical Industry Press, 2016.

[8] Laplante A, Gray S. Advances in gravity gold technology[J]. Developments in Mineral Processing, 2005, 15:280-307.

[9] Altun N E, Sakuhuni G, Klein B. The use of continuous centrifugal gravity concentration in grinding circuit. Modified approach for improved metallurgical performance and reduced grinding requirements[J]. Physicochemical Problems of Mineral Processing, 2015, 51(1):115-126.

[10] Laplante A R, Woodcock F, Noaparast M. Predicting gravity separation gold recoveries[J]. Minerals and Metallurgical Processing, 1995, 12(2): 74-79.

[11] 王泽红. 选矿数学模型[M]. 北京:冶金工业出版社,2015.

WANG Z H. Mathematical Model of Mineral Processing [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2015.

## Experimental Study on the Centrifugal Separation of Grinding Classification Products for a Gold Mine in Inner Mongolia

Lu Chen<sup>1</sup>, Yang Congren<sup>2</sup>, Zhang Shiqi<sup>3</sup>, Zhang Yu<sup>2</sup>, Liu Rifei<sup>2</sup>, Li Pei<sup>1</sup>, Cao Zhao<sup>1</sup>

(1. Institute of Mining Engineering, Inner Mongolia University of Science and Technology, Baotou, Inner Mongolia, China; 2. Sunit Jinxi Gold Mining co., Ltd., Xilingol, Inner Mongolia, China; 3. School of Metallurgy, Northeastern University, Shenyang, Liaoning, China)

**Abstract:** Aimed at the existence of accumulated coarse free gold particles in the grinding classification circuit at an Inner Mongolia gold mine, the recovery of coarse free gold from grinding classification circuit products using centrifugal separation was carried out in this paper. The results showed that the centrifugal separation efficiency for the underflow of first stage hydrocyclone was high. The quadratic equation between centrifugal separation index and influence factors was built and the response surface was drawn using regression analysis, which showed that the optimal separation conditions were centrifugal force field at 30-60 G and recoil pressure bigger than 70 kPa. Under the optimal conditions, the gold grade of concentrate increased linearly with the increase of feeding amount for each batch test. The concentrate gold grade reached 760 g/t at 15 kg of feeding amount. The results provided important evidence for the industrial technical renovation.

**Keywords:** Centrifugal concentrator; Gold ore processing; Orthogonal regression design; Optimization

////////////////////////////////////  
(上接 169 页)

## Coal Oxidation Simulation Experiments for Small Molecular Organics

Lv Chao<sup>1</sup>, Xu Guoxiang<sup>2</sup>, Peng Yingjian<sup>1</sup>

(1. Institute of Coal, Datong University, Datong Shanxi, China; 2. Henan Hongyang Industrial Group Co., Ltd., Nanyang Henan, China)

**Abstract:** To study the impact on low-temperature oxidation rule of small molecule organics in the Yuanzhuang 6 coal samples were extracted by tetrahydrofuran using microwave assisted method. Main components of extraction products were analyzed using the GC/MS interface. Four substances were selected as oxidizing analog compounds: propyl ether, diphenylmethane, 2,6-di-tert-butyl-4-(hydroxymethyl) phenol and 9H-fluorene-9-alcohol. Their oxygen consumption rate and CO production rate at different temperature conditions were tested through oxidation simulation experiments. The results indicated that the trends of oxygen consumption rate and CO generation rate of 4 oxidation simulation compounds are similar to raw coal. Consumption rate of 4 oxidation simulation compounds is greater than that of raw coal, and increases with increasing temperature. CO production rate increases slowly in the early stages of the reaction, and then accelerates exponentially after 100 °C. Small molecule organic in coal accelerated the oxidation process of Yuanzhuang 6 coal and promoted coal spontaneous combustion.

**Keywords:** Small molecule organics; Microwave assisted extraction; Oxidation simulation compound; Coal low-temperature oxidation; Coal spontaneous combustion