

国家自然科学基金

基于磨矿动力学某铜矿磨矿介质配比优化试验研究

张志鹏¹, 周强¹, 肖庆飞^{1,2}, 谢浩松¹, 任英东¹

1. 昆明理工大学 国土资源工程学院, 云南 昆明 650093;
2. 省部共建复杂有色金属资源清洁利用国家重点实验室, 云南 昆明 650093

中图分类号: TD921¹.4 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2023)01-0066-07
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2022.01.042

摘要 针对云南某铜矿磨矿介质配比 $m(\Phi 80):m(\Phi 60)=50:50$ 与球磨机给矿力学性质及粒度不匹配, 导致磨矿细度及中间易选粒级产率偏低等问题, 基于磨矿动力学原理可得到磨矿介质推荐配比 $m(\Phi 70):m(\Phi 60):m(\Phi 50):m(\Phi 40)=15:30:10:45$ 。对比试验结果表明, 推荐配比与现场配比相比, 磨矿前期(4 min), +0.3 mm 粒级物料产率提高 1.01 百分点, 0.3~0.074 mm 粒级产率降低 7.88 百分点; 磨矿细度(-0.074 mm)在 12 min 时达到 79.85%, 且中间易选粒级与过粉碎粒级产率分别提高 3.44、1.79 百分点。最终推荐选厂选择基于磨矿动力学原理所得介质配比 $m(\Phi 70):m(\Phi 60):m(\Phi 50):m(\Phi 40)=15:30:10:45$ 。

关键词 磨矿动力学; 磨矿介质配比; 铜矿

引言

磨矿作业广泛应用于选矿、冶金、化工等行业, 通过磨矿介质、矿浆、衬板之间的相互作用, 可降低磨机中物料粒度并提高有用组分的单体解离度^[1-3]。磨矿是物料分选前的最后一道作业, 磨矿产品的质量对后续选别作业具有重要的影响^[4]。

优化磨矿产品质量可通过调节矿浆浓度、磨矿介质配比等参数来实现, 而调节磨矿介质配比是效果最显著的。适宜的磨矿介质配比, 不仅能优化磨矿产品的粒度组成, 提高浮选作业的精矿品位与回收率等指标, 而且还可以提高磨机处理量, 降低磨矿过程的钢耗与电耗, 增加选厂的经济及社会效益^[5-10]。因此, 磨矿介质配比的优化已成为矿物加工领域的重要研究方向。

磨矿是被磨物料粒度逐渐减小的过程, 通过磨矿动力学可分析研究磨矿过程中各粒级物料的破碎速率及磨矿规律^[11-13]。基于磨矿动力学可建立相应的磨矿动力学方程, 而方程式的参数值 k 和 m 可反映整个磨矿过程的实际工作情况^[13-15]。段希祥^[4]通过相关研究表明, m 值可反映待磨物料的均匀性、强度以及球荷粒度特性, 且与时间的单位、对数种类皆无关; 而参数 k 由磨矿粒度确定, 且与时间的单位有关、与对数

种类无关; m 值越大(磨矿细度越高)、 k 越小^[16-17]。李同清等^[18]使用钢球、钢段和立方体对不同粒级的物料进行相关的磨矿试验, 建立相应的 m 阶磨矿动力学模型, 并探究磨矿动力学参数 k 和 m , 结果表明使用钢球介质 k 和 m 值最大, 钢段最小。不同粒级的物料性质不同, 对应的最佳磨矿介质尺寸也不同, 通过对不同粒级的物料进行磨矿试验, 研究磨矿动力学参数值 k 和 m 的变化规律, 可获得磨机给矿不同粒级物料所对应的最佳介质尺寸, 结合磨机给矿中去除待磨粒级后各粒级产率, 便可得到基于磨矿动力学原理的磨矿介质配比^[19]。

云南某铜矿选厂磨矿介质补加配比为 $m(\Phi 80):m(\Phi 60)=50:50$, 由于磨矿介质配比与球磨机给矿力学性质及粒度不匹配, 导致目前一段磨矿细度(-0.074 mm)维持在 74%~76%, 达不到选厂要求的 78%, 且中间易选粒级(0.074~0.010 mm)产率偏低。因此本文基于磨矿动力学原理得到磨矿介质推荐配比, 并与选厂配比进行相应的对比试验, 为选厂选择合适的磨矿介质配比提供参考。

1 磨矿动力学原理

磨矿动力学可表征被磨物料的磨碎速率与磨矿时间的关系, 通过建立相关磨矿动力学方程, 可分析

收稿日期: 2022-07-02

基金项目: 国家自然科学基金地区科学基金(51964044); 云南省地方高校(部分)联合专项(2018FH001-051); 云南省教育厅基金(2019J0738)

作者简介: 张志鹏(1994—), 男, 山西忻州人, 硕士研究生, 主要从事碎磨理论与工艺的研究, E-mail: 1084122232@qq.com。

通信作者: 肖庆飞(1980—), 男, 云南昆明人, 博士, 教授, 主要从事碎磨理论与工艺的研究, E-mail: 13515877@qq.com。

与预测在磨矿过程中各粒级的粒度变化,而公式(1)的磨矿动力学方程更符合实际情况^[4]:

$$Q = Q_0 e^{-kt^m} \quad (1)$$

式中: Q_0 —被磨物料中粗级别的原始质量; Q —经过时间 t 后粗级别残留物的质量; t —磨矿时间; k 、 m —与物料条件和磨矿条件有关的参数。

将公式(1)两边同时除以 Q_0 后取 e 的对数,得到如公式(2)^[4]:

$$\ln \frac{Q_0}{Q} = kt^m \quad (2)$$

对公式(2)再取 e 的对数,得到公式(3)^[4]:

$$\ln \ln \frac{Q_0}{Q} = m \ln t + \ln k \quad (3)$$

由公式(3)可知, $\ln t$ 与 $\ln \left(\frac{Q_0}{Q} \right)$ 属于线性关系,斜率为 m ,截距为 $\ln k$ 。

侯英等人^[20-21]通过研究磨矿动力学参数与磨矿效率的关系,分别对公式(1)的参数 m 和 k 求偏导数,得到关于参数 k 和 m 的偏导数公式(4)和公式(5):

$$\frac{\partial Q}{\partial k} = Q_0 e^{-kt^m} (-t^m) \quad (4)$$

$$\frac{\partial Q}{\partial m} = Q_0 e^{-kt^m} (-k) t^m \ln t \quad (5)$$

公式(4)可表征,当磨矿动力学参数 m 和时间 t 不变时,参数 k 对粗级别物料的破碎速率的影响。

公式(5)可表征,当磨矿动力学参数 k 与时间 t 不变时,参数 m 对粗级别物料的破碎速率的影响。

将参数 k 和 m 的偏导数的绝对值进行对比,可衡量对破碎粗粒级物料的影响程度,假设参数 k 对粗粒级的破碎速率影响大于参数 m ,可得公式(6)、(7)^[20-21]:

$$\left| \frac{\partial Q}{\partial k} \right| > \left| \frac{\partial Q}{\partial m} \right| \quad (6)$$

$$\left| Q_0 e^{-kt^m} (-t^m) \right| > \left| Q_0 e^{-kt^m} (-k) t^m \ln t \right| \quad (7)$$

可得磨矿动力学参数 k 对粗粒级的破碎效率大于参数 m 的条件,见公式(8)^[20-21]:

$$t < e^{\frac{1}{k}} \quad (8)$$

由上述关系式可得:当磨矿时间低于 $e^{\frac{1}{k}}$ 时,参数 k 对磨矿破碎粗颗粒的速率大于参数 m ,且 k 值越大,破碎粗粒级的速率越大;而当磨矿时间大于且不小于 1 min 时,参数 m 对磨矿破碎粗颗粒的速率大于参数 k ,且 m 值越大,破碎粗粒级的速率越大^[19]。

综上,基于磨矿动力学原理可确定磨矿介质配比。

2 试验原料

试验原料来自云南某铜矿,在选厂各采矿区选取长宽高均为 20 cm 左右的 9 块具有代表性的矿石,分别检测其力学性质与矿样粒度分布,为试验方案提供相应的参数。球磨机总给矿由皮带给矿和螺旋分级机返砂组成,返砂比 400%。

2.1 磨机总给矿粒度组成

对所取皮带给矿与螺旋分级机返砂样品进行粒度特性测定,粒度组成见表 1。

根据表 1 可知,磨机总给矿 95% 过筛的最大粒度为 13.13 mm,磨机给矿粒度偏粗; -0.074 mm 产率为 6.31%,粉矿偏少,也证实了矿石韧性较大,较为难磨。螺旋分级机返砂 95% 过筛最大粒度为 0.43 mm,偏细; -0.074 mm 产率为 27.12%。一段球磨要求的磨矿细度为 -0.074 mm 控制在 78%,相当于磨矿粒度 0.15 mm^[4],返砂中 -0.15 mm 的含量高达 65.36%,说明分级效率不高,有较多合格粒级返回再磨。

表 1 球磨机总给矿正累积粒度分布

Table 1 Positive cumulative particle size distribution of ball mill total feed

粒级/mm	+15	+12	+2	+0.15	+0.074
皮带给矿/%	0.51	7.73	68.85	89.72	93.69
螺旋分级机返砂/%	0	0	0.42	34.64	72.88

2.2 磨机总给矿力学性质

分别对所选取的 9 块具有代表性的矿石进行检测,分别测量每块矿石的容重、单轴抗压强度、弹性模量及泊松比,见图 1、图 2。

根据图 1、图 2 可知:矿石的最大容重 4.12 g/cm^3 ,

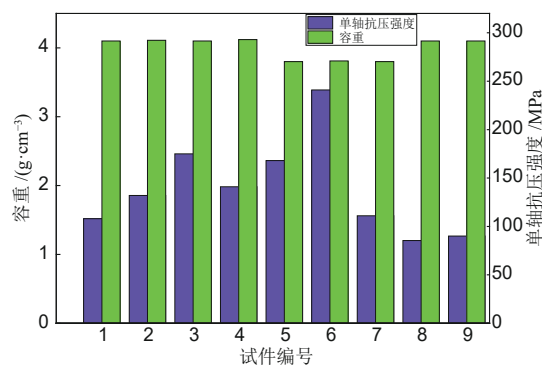


图 1 标准试件容重及抗压强度

Fig. 1 Bulk density and compressive strength of standard specimen

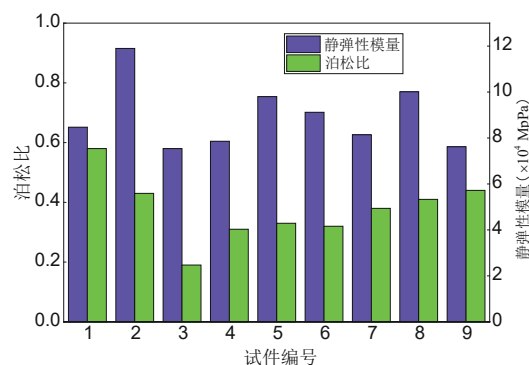


图 2 标准试件静弹性模量及泊松比

Fig. 2 Elastic modulus and Poisson's ratio of standard specimen

最小容重为 3.80 g/cm^3 , 平均容重 4.00 g/cm^3 , 容重较大, 易沉积在磨矿系统中, 并产生较多的过粉碎粒级; 矿石的普氏硬度系数最大 24.10, 硬度较大, 最小为 8.54, 硬度较小, 平均硬度 13.91, 软硬分布不均匀, 但整体属于硬矿石; 静弹性模量最大为 $11.90 \times 10^4 \text{ MPa}$, 最小为 $7.54 \times 10^4 \text{ MPa}$, 平均 $8.95 \times 10^4 \text{ MPa}$, 矿石脆性很大; 矿石泊松比最大值为 0.58, 最小 0.19, 平均泊松比 0.38, 整体韧性较大。

3 基于磨矿动力学原理磨矿介质配比试验

实验室磨矿动力学试验在 $D \times L 240 \times 300 \text{ mm}$ 的不连续湿式球磨机中进行, 每次磨矿试验球磨机装球 26 kg, 充填率 40%, 磨矿质量浓度 75%, 给矿 1.5 kg, 充填率和磨矿质量浓度均与选厂磨矿条件相同, 矿样按照选厂球磨机给矿进行配矿, 每次磨矿试验上述条件均相同, 磨矿介质所用的钢球尺寸分别为 40 mm、50 mm、60 mm、70 mm、80 mm, 磨矿时间分别为 4 min、8 min、12 min、16 min, 配矿后的物料分别在以上五个直径的钢球为磨矿介质的情况下进行上述 4 个时间水平的磨矿试验, 对比试验后的磨矿产品分别进行粒度分析, 为确定 +8 mm、0.45~8 mm、0.3~0.45 mm、0.15~0.3 mm 粒级物料对应的磨矿最佳球径, 将磨矿前后各粒级的物料求得 $\ln \ln(Q_0/Q)$ 值, 然后将 $\ln \ln(Q_0/Q)$ 与 $\ln t$ 作图, 其结果如图 3~图 6 所示。

根据图 3~图 6, 利用最小二乘法进行拟合不同粒级物料分别在 40 mm、50 mm、60 mm、70 mm、80 mm 钢球直径下的磨矿动力学曲线, 可得相应球径和物料粒度的拟合直线方程, 进而推算出方程斜率 m 和截距 $\ln k$, 结果见表 2、表 3。

根据表 2 的数据可知, $\ln k$ 的最大值 $\ln k(\max) = -1.29$, 所以磨矿动力学参数 k 的最大值 $k(\max) = e^{-1.29} = 0.28$ 。根据磨矿动力学参数 k 的最小值, 得到 $e^{1/k} = 35.57 \text{ min}$, 大于实验室磨矿动力学试验最大时的 16 min, 所以磨矿动力学参数 k 对磨矿速率的影响大于参数 m ,

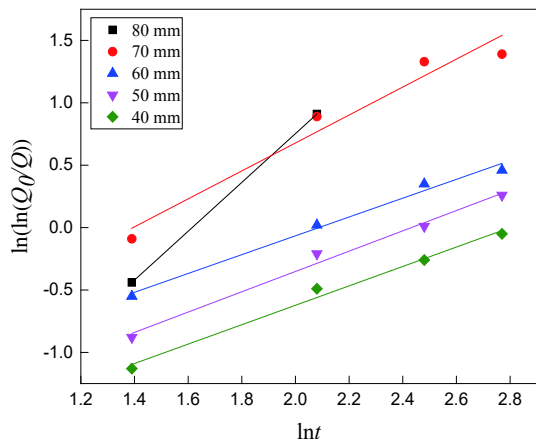


图 3 +8 mm 粒级物料的磨矿动力学曲线
Fig. 3 Grinding kinetic curve of material larger than 8 mm

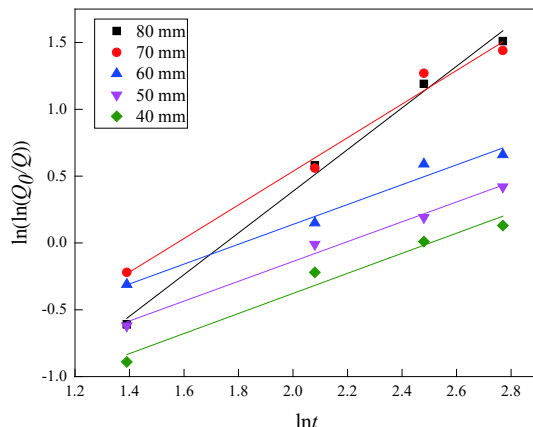


图 4 0.45~8 mm 粒级物料的磨矿动力学曲线
Fig. 4 Grinding kinetic curves of 0.45~8 mm grades

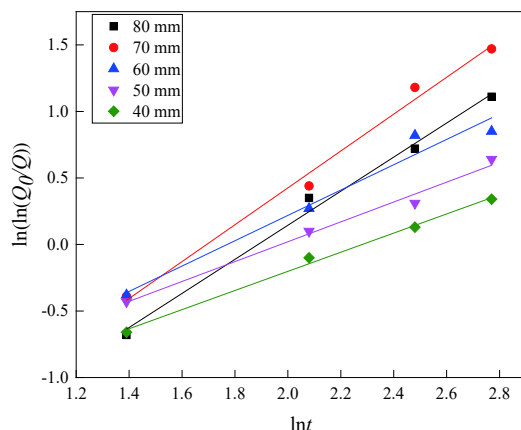


图 5 0.3~0.45 mm 粒级物料的磨矿动力学曲线
Fig. 5 Grinding kinetic curves of 0.3~0.45 mm grades

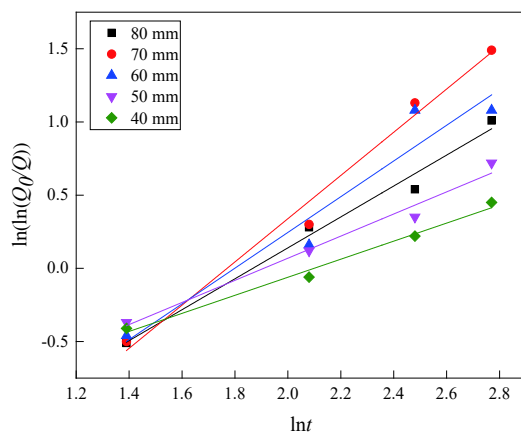


图 6 0.15~0.3 mm 粒级物料的磨矿动力学曲线
Fig. 6 Grinding kinetic curves of 0.15~0.3 mm grades

表 2 磨矿动力学参数 m 值

Table 2 Grinding kinetic parameter m value

粒级/mm	80	70	60	50	40
+8	1.96	1.12	0.75	0.81	0.78
0.45~8	1.56	1.26	0.74	0.74	0.75
0.3~0.45	1.28	1.39	0.95	0.75	0.72
0.15~0.2	1.06	1.48	1.22	0.76	0.62

表 3 磨矿动力学参数 lnk 值

Table 3 Grinding kinetic parameter lnk value

粒级/mm	80	70	60	50	40
+8	-3.16	-1.56	-1.57	-1.98	-2.18
0.45~8	-2.73	-1.98	-1.35	-1.62	-1.88
0.3~0.45	-2.42	-2.35	-1.69	-1.47	-1.64
0.15~0.2	-1.97	-2.61	-2.20	-1.44	-1.29

因此 k 值越大, 破碎粗粒级的速率越大。根据表 3 可得, 各粒级分别对应的最佳球径如表 4。

表 4 各粒级最佳球径

Table 4 The best ball diameter of each particle size

粒级/mm	+8	0.45~8	0.3~0.45	0.15~0.2
球径/mm	70	60	50	40

球磨机给矿中去除 -0.15 mm 产率所得到的 $+0.15\text{ mm}$ 的各粒级产率, 与磨矿动力学试验各粒级的最佳球径相对应, 从而得到基于磨矿动力学原理下的球磨机推荐配比, 结果见表 5。

表 5 球磨机初装球配比方案

Table 5 Proportion scheme of ball mill initially loaded

级别/mm	配矿 产率/%	扣除 -0.15 mm 后 待磨产率 $\gamma_{15}/\%$	各组适宜 球径/mm	推荐 球比/%
+8	8.83	13.00	70	15
0.45~	20.22	29.74	60	30
0.3~0.45	8.09	11.90	50	10
0.15~0.3	30.84	45.36	40	45
-0.15	32.02	-	-	-
合计	100.00	100.00	-	100.00

表 6 磨矿介质对比方案

Table 6 Comparison scheme of grinding media

配比名称	配比内容/%	平均球径/mm
推荐配比	$m(\Phi 70):m(\Phi 60):m(\Phi 50):m(\Phi 40)=15:30:10:45$	51.5
选厂配比	$m(\Phi 80):m(\Phi 60)=50:50$	70.0

由图 7~图 9 可知, 推荐配比由于整体球径偏小, 处理粗粒级物料效果偏差, 但对细粒级物料的效果较好, 磨矿前期 (4 min), $0.3\sim 0.074\text{ mm}$ 粒级物料产率较选厂配比降低 7.88 百分点; 在磨矿中期 (4~12 min), 磨矿细度的增加最为明显, 并在 12 min 时达到 79.85%, 满足规定磨矿细度要求, 且中间易选级别产率较选厂配比提高 3.44 百分点; 选厂配比由于整体球径偏大, 在磨矿初期 (4 min), 处理粗粒级物料效果明显, $+0.3\text{ mm}$ 粒级物料产率较推荐配比降低 1.01 百分点; 在相同充填率水平下, 钢球个数最少, 研磨面积小, 因而过粉碎最少, 但处理细粒级物料效果欠佳, 在磨矿后期 (12 min), 磨矿细度及中间易选级别均偏低, 过粉碎粒级较推荐配比下降 1.79 百分点。

综上, 基于磨矿动力学原理所得磨矿介质配比

综上, 基于磨矿动力学原理, 得到磨矿介质理论推荐配比 $m(\Phi 70):m(\Phi 60):m(\Phi 50):m(\Phi 40)=15:30:10:45$ 。

4 不同磨矿介质配对比试验

基于磨矿动力学原理推荐的介质配比与选厂目前磨矿介质配比分别列入表 6。

实验室对比试验在 $D\times L\ 240\text{ mm}\times 300\text{ mm}$ 的不连续湿式球磨机中进行, 每次磨矿试验球磨机装球 26 kg, 充填率 40%, 磨矿质量浓度为 75%, 给矿 1.5 kg, 充填率和磨矿浓度均与现场相同, 矿样按照现场皮带给矿中粒度组成进行配矿, 每次磨矿试验上述条件均相同, 磨矿时间分别为 4 min、8 min、12 min, 磨矿细度 (-0.074 mm) 要求为 78%~82%, 且多产出中间易选粒级 ($0.074\sim 0.010\text{ mm}$)、减少过粉碎粒级 (-0.010 mm), 对比试验后对磨矿产品分别进行粒度分析。各粒级物料在不同磨矿介质配比下随时间变化如图 7 所示, 磨矿细度变化如图 8 所示, 中间易选级别如图 9 所示。

从磨矿过程的原理及磨矿介质对物料的作用方式可知, 粗磨的原理应以冲击为主而辅以轻微研磨, 而球形介质在破碎物料时以点接触为主, 属于强冲击型介质, 直径越大, 破碎力越大, 可有效处理粒度较大的矿石; 而小尺寸钢球在磨矿过程中主要以研磨为主, 因其具有较大的比表面积, 可有效处理细粒级物料。所以选择适宜的磨矿介质尺寸与配比, 对提高磨矿效率与改善磨矿产品的粒度组成具有重要意义^[4,22]。

$m(\Phi 70):m(\Phi 60):m(\Phi 50):m(\Phi 40)=15:30:10:45$, 较选厂目前介质配比磨矿效果更佳。

5 结论

(1) 该铜矿选厂球磨机总给矿 95% 过筛的最大粒度为 13.13 mm, 粒度偏粗; 螺旋分级机返砂 95% 过筛最大粒度 0.43 mm, 粒度偏细; 返砂中 -0.15 mm 的含量高达 65.36%, 说明分级效率不高, 有较多合格粒级返回再磨。

(2) 所取矿石的平均容重 4.00 g/cm^3 , 容重较大; 普氏硬度系数的范围 24.10~8.54, 平均硬度 13.91, 软硬分布不均匀, 但整体偏大; 静弹性模量平均 $8.95\times 10^4\text{ MPa}$, 矿石脆性较大; 平均泊松比为 0.38, 整体韧性较大, 相对比较难磨。

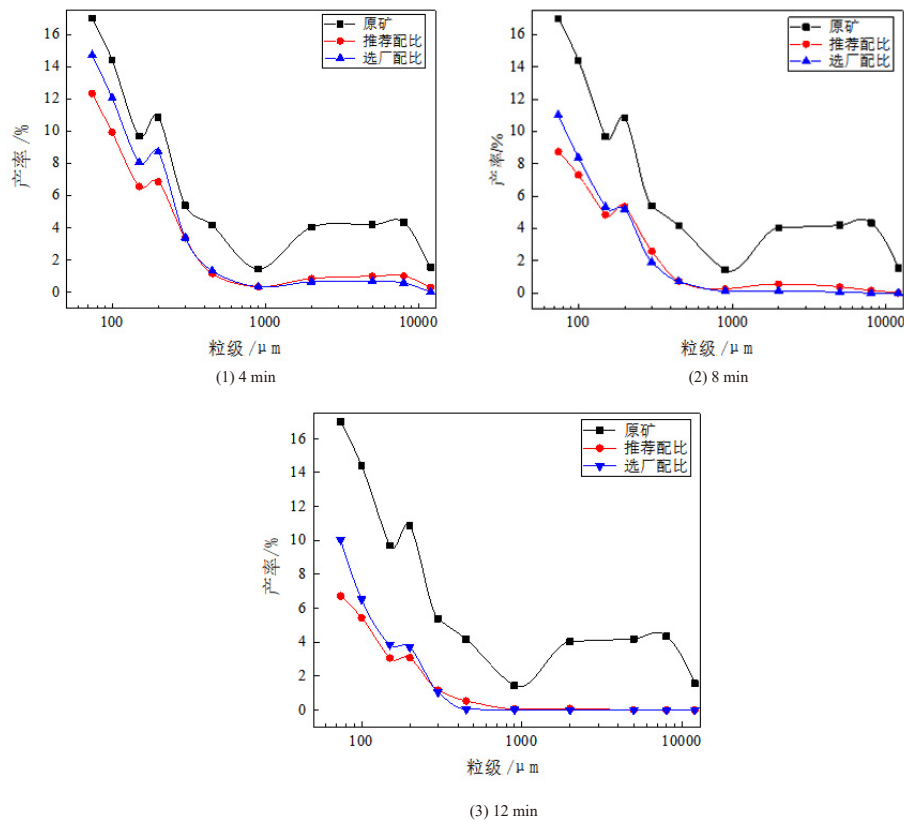


图7 各粒级物料随时间变化趋势

Fig. 7 Trend chart of each grade of material with time

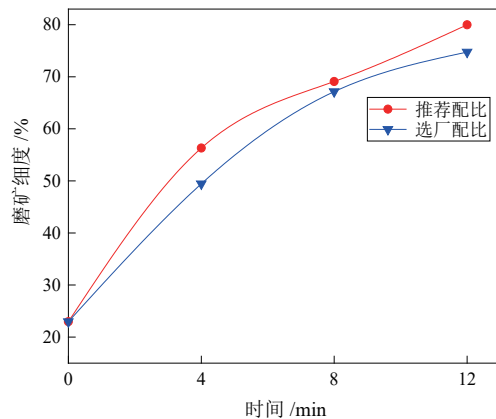


图8 不同级配下磨矿细度变化趋势

Fig. 8 Variation trend of grinding fineness under different gradations

(3) 基于磨矿动力学原理与试验结果, 磨矿动力学参数 k 对磨矿速率的影响大于参数 m , 因此 k 值越大, 破碎粗粒级的速率越大。与磨矿动力学试验各粒级的最佳球径相匹配, 可得基于磨矿动力学原理的磨矿介质推荐配比 $m(\Phi 70) : m(\Phi 60) : m(\Phi 50) : m(\Phi 40) = 15 : 30 : 10 : 45$ 。

(4) 磨矿介质对比试验结果表明, 推荐配比与现场配比相比, 磨矿前期 (4 min), $+0.3$ mm 粒级物料产率提高 1.01 百分点, $0.3 \sim 0.074$ mm 粒级产率降低 7.88 百分点; 磨矿细度在 12 min 时达到 79.85%, 且中间易选粒级与过粉碎粒级产率分别提高 3.44、1.79

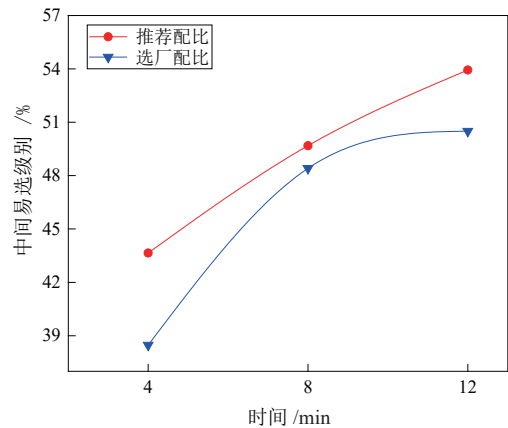


图9 不同级配下中间易选级别变化趋势

Fig. 9 Trend chart of intermediate easy-to-select levels under different gradations

百分点。综上, 最终推荐选厂选择基于磨矿动力学原理所得介质配比为 $m(\Phi 70) : m(\Phi 60) : m(\Phi 50) : m(\Phi 40) = 15 : 30 : 10 : 45$ 。

参考文献:

- [1] MU Y F, CHENG Y P, PENG Y J. The interaction of grinding media and collector in pyrite flotation at alkaline pH[J]. *Minerals Engineering*, 2020, 152: 106344.
- [2] LARSSON S, PÅLSSON B I, PARIAB M, et al. A novel approach for modelling of physical interactions between slurry, grinding media and mill structure in wet stirred media mills[J]. *Minerals Engineering*, 2020, 148: 106180.

- [3] DÍAZ E, L VOISIN, KRACHT W, et al. Using advanced mineral characterisation techniques to estimate grinding media consumption at laboratory scale[J]. *Minerals Engineering*, 2018, 121: 180–188.
- [4] 段希祥. 碎矿与磨矿(第三版)[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2013.
DUAN X X. Ore crushing and grinding (3th Edition) [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2013.
- [5] ZHOU W T, HAN Y X, SUN Y S, et al. Multi-scale impact crushing characteristics of polymetallic sulphide ores[J]. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 2019, 29(9): 1929–1938.
- [6] LIU S H, LI Q L, SONG J W. Study on the grinding kinetics of copper tailing powder[J]. *Powder Technology*, 2018, 330: 105–113.
- [7] IWASAKI T, YABUUCHI T, NAKAGAWA H, et al. Scale-up methodology for tumbling ball mill based on impact energy of grinding balls using discrete element analysis[J]. *Advanced Powder Technology*, 2010, 21(6): 623–629.
- [8] CURRY J A, ISMAY M J L, JAMESON G J. Mine operating costs and the potential impacts of energy and grinding[J]. *Minerals Engineering*, 2014, 56: 70–80.
- [9] ZHANG X L, HAN Y X, GAO P, et al. Effects of particle size and ferric hydroxo complex produced by different grinding media on the flotation kinetics of pyrite[J]. *Powder Technology*, 2020, 360: 1028–1036.
- [10] NADOLSKI S, KLEIN B, KUMAR A, et al. An energy benchmarking model for mineral comminution[J]. *Minerals Engineering*, 2014, 65: 178–186.
- [11] MATIJASIC G, KURAJICA S. Grinding kinetics of amorphous powder obtained by solgel process[J]. *Powder Technology*, 2010, 197(3): 165–169.
- [12] OZKAN A, YEKELER M, CALKAYA M. Kinetics of wet grinding of zeolite in a steel ball mill in comparison to dry grinding[J]. *International Journal of Mineral Processing*, 2009, 90(1/2/3/4): 67–73.
- [13] RODRÍGUEZ B A, JUAN M, AGUADO M, et al. Transient state analysis by simulation in a closed grinding circuit[J]. *Minerals Engineering*, 2011, 24(5): 473–475.
- [14] BAZIN C, OBIANG P. Should the slurry density in a grinding mill be adjusted as a function of grinding media size[J]. *Minerals Engineering*, 2007, 20(8): 810–815.
- [15] FUERSTENAU D W, PHATAK P B, KAPUR P C, et al. Simulation of the grinding of coarse/fine(heterogeneous) systems in a ball mill[J]. *International Journal of Mineral Processing*, 2011, 99(1-4): 32–38.
- [16] 段希祥. 碎矿与磨矿(第二版)[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2006: 179–180.
DUAN X X. Ore crushing and grinding (2nd Edition) [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2006: 179–180.
- [17] 段希祥. 磨矿动力学参数与磨矿时间的关系研究[J]. 昆明工学院学报, 1988, 13(5): 23–33.
DUAN X X. Relationship between grinding kinetic parameters and grinding time[J]. *Journal of Kunming Institute of Technology*, 1988, 13(5): 23–33.
- [18] 李同清, 彭玉兴. 研磨介质形状对铁矿石磨矿动力学研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2018(1): 84–89+99.
LI T Q, PENG Y X. Effect of grinding media shape on milling kinetics of iron ore particles[J]. *Nonferrous Metals (Beneficiation)*, 2018(1): 84–89+99.
- [19] 沈传刚. 永平铜矿磨矿动力学模型的建立及应用研究[D]. 昆明: 昆明理工大学, 2017.
SHEN C G. Research on the establishment and application of grinding dynamics model of Yongping Copper Mine[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology, 2017.
- [20] 侯英, 印万忠, 朱巨建, 等. 不同碎磨方式下紫金山金铜矿石的磨矿动力学行为[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2017, 48(5): 1127–1133.
HOU Y, YIN W Z, ZHU J J, et al. Grinding dynamics behavior of gold-copper ore in Zijinshan under different grinding methods[J]. *Journal of Central South University (Natural Science Edition)*, 2017, 48(5): 1127–1133.
- [21] 侯英, 丁亚卓, 印万忠, 等. 磨矿动力学参数对磨矿速度的影响[J]. 东北大学学报(自然科学版), 2013, 34(5): 708–711.
HOU Y, DING Y Z, YIN W Z, et al. Influence of grinding kinetic parameters on grinding speed[J]. *Journal of Northeastern University (Natural Science Edition)*, 2013, 34(5): 708–711.
- [22] DAVIS E W. Fine crushing in ball mills[J]. *Transactions AIME*, 1919, 61: 250–296.

Experimental Study on Optimization of Grinding Medium Ratio in a Copper Mine Based on Grinding Kinetics

ZHANG Zhipeng¹, ZHOU Qiang¹, XIAO Qingfei^{1,2}, XIE Haosong¹, REN Yingdong¹

1. School of Land and Resource Engineering, Kunming University of Technology, Kunming 650093, China;

2. State Key Laboratory of Clean Utilization of Complex Nonferrous Metal Resources, Ministry of Provincial Affairs, Kunming 650093, China

Abstract: In view of the problem of ore grinding fineness and intermediate easy-to-separate particle grades yield caused by the mismatch between the grinding medium ratio $m(\Phi 80) : m(\Phi 60) = 50 : 50$ and the grinding feed mechanical properties and particle size distribution in a copper mine in Yunnan, the recommended grinding medium ratio $m(\Phi 70) : m(\Phi 60) : m(\Phi 50) : m(\Phi 40) = 15 : 30 : 10 : 45$ can be obtained based on the grinding kinetics principle. Comparative test results showed that compared with the on-site ratio, in the early stage of grinding (4 min), the yield of material particles larger than 0.3 mm increased by 1.01 percentage points, while the yield of particles in the range of 0.3 to 0.074 mm decreased by 7.88 percentage points. The grinding fineness (less than 0.074 mm) reached 79.85 percentage at 12 min, and the yield of intermediate easy-to-separate particle grade and over-pulverized particle grade were increased by 3.44 and 1.79 percentage points, respectively. Finally, the recommended medium ratio of the grinding media was $m(\Phi 70) : m(\Phi 60) : m(\Phi 50) : m(\Phi 40) = 15 : 30 : 10 : 45$ for the selection of the beneficiation plant based on the grinding kinetics principle.

Keywords: grinding dynamics; grinding medium ratio; copper mine

引用格式: 张志鹏, 周强, 肖庆飞, 谢浩松, 任英东. 基于磨矿动力学某铜矿磨矿介质配比优化试验研究[J]. 矿产保护与利用, 2023, 43(1): 66–72.

ZHANG Zhipeng, ZHOU Qiang, XIAO Qingfei, XIE Haosong, REN Yingdong. Experimental study on optimization of grinding medium ratio in a copper mine based on grinding kinetics[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2023, 43(1): 66–72.

投稿网址: <http://hcbh.cbpt.cnki.net>

E-mail: kcbh@chinajournal.net.cn