

## 细粒难选金红石矿粗选抛尾研究进展

陈龙,高利坤,戚鹏,董方

(昆明理工大学, 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)

**摘要:**我国金红石资源多为原生金红石矿,且大多品位较低,嵌布粒度细,矿石性质复杂,属于难选矿石,选矿成本过高导致大量金红石资源不能得到开发利用。如何有效降低金红石选矿成本以及提高资源的综合利用率是金红石选矿研究的重点。本文综述了我国近年来对细粒难选金红石矿粗选抛尾研究进展,对相关的选矿工艺特点及规律做出了总结,指出了现阶段存在的问题和新的研究方向。

**关键词:**细粒;金红石;粗选;抛尾

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2015.04.003

中图分类号:TD951 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2015)04-0012-04

我国钛矿资源丰富,98%左右为钛铁矿,只有2%左右的金红石<sup>[1]</sup>。金红石是世界上含钛最高的矿物,含 $\text{TiO}_2$ 90%~99%,是生产高档钛白粉、电焊条和金属钛及钛合金的主要原料<sup>[2]</sup>。与国外相比,我国金红石资源主要为原生金红石矿,储量占全国金红石资源的86%,且大多品位较低,嵌布粒度细,矿石性质复杂,属于难选矿石,选矿成本偏高<sup>[3]</sup>。目前,我国原生金红石矿开发规模很小,金红石需求主要依赖进口,因此,加强对细粒难选金红石选矿的研究,合理开发利用国内原生金红石矿意义重大。

由于我国金红石矿大多品位较低,嵌布粒度细,因而导致我国金红石选矿需分为两个阶段进行<sup>[4]</sup>。第一阶段为粗选,常采用重选或浮选法来大量抛尾和脱除矿泥,获得金红石粗精矿,抛尾可以减少进入精选阶段的矿量,提高选矿处理能力,降低选矿成本,脱泥可以降低矿泥对后续选别过程的影响;第二阶段为精选,为得到合格精矿产品,精选流程相对复杂,常需采用浮选、磁选、电选、酸洗等多种工艺联合处理,使粗精矿的品位进一步提高,达到所能利用的工业标准。

我国大量原生金红石资源不能得到有效利用,主要原因是选矿成本过高。由于精选阶段工艺流程

复杂,选矿成本很难有大的压缩。因此,金红石选矿工业化利用的关键在于粗选,粗选抛尾的好坏直接影响着整个选矿工艺以及技术经济指标。对于微细粒难选金红石矿选矿,粗选阶段有重选抛尾、浮选抛尾、联合工艺抛尾等。

### 1 重选抛尾

一般情况下,金红石等有用矿物的密度大于其他无用的脉石矿物的密度,通过重选可以抛除一部分脉石矿物,同时大量的矿泥也会被去除。重选抛尾设备的正确选择对提高金红石选矿回收率非常重要。常用的重选抛尾设备有摇床、螺旋溜槽、离心选矿机等。

摇床是最常用的重选设备之一,摇床抛尾分选精度高、抛尾效果好。王秋林等<sup>[5]</sup>对陕西安康地区金红石矿进行了选矿研究,粗选阶段采用摇床重选抛尾,得到粗精矿产率为8.51%,品位为 $\text{TiO}_2$ 21.69%,回收率为71.27%。摇床重选抛尾后再采用“弱磁选-强磁选-浮选”的精选流程,得到最终精矿品位为 $\text{TiO}_2$ 89.61%,回收率为62.90%,取得了较理想的选矿指标。李志伟<sup>[6]</sup>对某风化型金红石矿进行选矿试验研究,粗选阶段采用粗磨-摇床重

收稿日期:2015-01-11

基金项目:贵州省科技计划(黔科合GZ字[2014]3014)

作者简介:陈龙(1991-),男,在读硕士研究生,主要从事选矿工艺方面的研究。

选抛尾,中矿再磨再选,得到金红石粗精矿;精选阶段对粗精矿进行磨矿-重选-磁选-酸洗的联合工艺流程,得到金红石精矿品位 90.40%,回收率为 74.40%,针对该难选金红石矿提出了合理的选矿方法,取得了良好的选别指标。

离子波型摇床是一种新型重选设备,对细粒、微细粒级物料分选效果比普通摇床要好。高利坤等<sup>[7]</sup>对河南方城金红石矿进行了选矿试验研究,粗选阶段采用离子波型摇床重选抛尾,精选阶段采用磁选-酸洗再重选-电选联合工艺流程,得到了金红石精矿 1 品位为  $\text{TiO}_2$  92.16%,精矿 2 品位为  $\text{TiO}_2$  80.44%,选矿总回收率为 75.27% 的选矿指标,效果优于普通摇床。张宗华等<sup>[8]</sup>对四川会东新山金红石矿进行了选矿试验研究,粗选采用离子波型摇床重选抛尾,抛尾后采用“磁-酸洗-电选”的精选流程,取得了较好的选别指标,打破了该金红石矿不可选结论。

螺旋溜槽用来抛尾处理量大、成本低,是最常用的重选抛尾设备。汪传松<sup>[9]</sup>对某难选金红石矿进行选矿实验研究,在以往研究成果的基础上提出了针对该难选金红石矿工业化利用具有可操作性的新的选矿工艺流程。粗选阶段采用螺旋溜槽抛尾,精选阶段粗精矿先用摇床重选富集,接着用反强磁选除铁,除铁后的粗精矿经过浮选、强磁选最终得到金红石精矿品位  $\text{TiO}_2$  86.55%,回收率为 43.28%,同时回收了一部分(钛)赤铁精矿, $\text{TiO}_2$  总回收率为 66.22%。从而大幅度降低了选矿成本,使该矿的工业化利用成为可能。

离心选矿机利用离心力场来分选,比摇床、溜槽等利用重力场分选效果要好。叶雪均等<sup>[10]</sup>对某矿山尾矿中的金红石做了选矿研究,该尾矿金红石嵌布粒度较细,用摇床、螺旋溜槽等选别效果均不明显。试验最终采用离心选矿机预选抛尾,重矿物产品又采用浮选法富集金红石,得到金红石粗精矿  $\text{TiO}_2$  品位为 49.56%,回收率为 68.74%,取得了良好的选别指标。

重选抛尾采用何种设备和工艺要综合考虑各种因素的影响,要通过选矿试验来确定。岳铁兵等<sup>[11]</sup>对河南省方城金红石矿进行了重选抛尾试验探索。试验表明,采用单一摇床抛尾,得到重选粗精矿产率 49.26%,品位为  $\text{TiO}_2$  4.79%,回收率为 80.80%,抛尾量为 50.74%,处理量较低。而采用螺旋溜槽-摇

床联合抛尾工艺,由于先通过螺旋溜槽选别后大大减少了入摇床的矿量,从而有效提高了选矿处理量,最终得到粗精矿产率为 36.34%, $\text{TiO}_2$  品位为 5.94%,回收率为 75.16%。此螺旋溜槽-摇床联合抛尾工艺流程与单一摇床抛尾流程比较可得,粗精矿的产率降低了 13.22%,粗精矿的品位提高了 1.15%,粗精矿产率的降低和品位的提高对后阶段的选别是有利的,并且此联合抛尾工艺降低了粗选阶段的成本,为该矿的大规模开发利用奠定了基础。

以上研究均表明,粗选采用重选抛尾,能抛弃大量脉石和矿泥。重选抛尾有生产成本低、对环境污染小等优点。重选抛尾要选择合适的重选设备和工艺,从而有效降低粗选阶段的成本,同时还要考虑其他有用矿物的综合回收,提高金红石矿的综合利用价值。当然,重选抛尾并不是对所有的矿石都适用,有些矿石嵌布粒度极细或有用矿物与脉石矿物之间密度差异不是很明显,采用重选抛尾效果较差,此时可考虑用浮选抛尾。

## 2 浮选抛尾

浮选是分选细粒级物料的有效选矿方法,浮选按浮出的矿物是有用矿物还是脉石矿物,可分为正浮选和反浮选。对于金红石矿而言,正浮选和反浮选都能实现对细粒难选金红石矿的粗选抛尾。

正浮选是最为直接的浮选抛尾方法,王雅静等<sup>[12]</sup>对某难选金红石矿进行了选矿试验研究,该矿金红石嵌布粒度微细,与脉石关系复杂,如果采用重选抛尾作为金红石选别的预选作业,分选效率会很低,并且大量细粒金红石就会损失掉,影响选矿回收率。此试验采用正浮选抛尾作为预选作业,磨矿细度为  $-0.074\text{ mm}$  98.01% 时,用  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  调整矿浆 pH 值为 9,用六偏磷酸钠和 CMC 联合使用作抑制剂,用乙酸铅作为活化剂,用羟肟酸和苯乙烯膦酸联合使用作捕收剂,使用 2<sup>#</sup> 油作起泡剂进行粗选抛尾,得到金红石粗精矿。精选阶段粗精矿依次通过重选-再磨酸浸-浮选的工艺流程,获得金红石精矿品位  $\text{TiO}_2$  为 90.28%,回收率为 47.37%,取得了较理想的选矿指标。高利坤等<sup>[13]</sup>对某细粒复杂难选锐钛矿进行了选矿试验研究,磨矿细度为  $-0.043\text{ mm}$  85.96%,用苄基膦酸和羟肟酸钠组合捕收剂正浮选,得到浮选粗精矿产率为 28.51%,品位为  $\text{TiO}_2$  30.91%,回收率为 80.32%,该矿用正浮选来抛尾

效果较好。

反浮选也可用来抛尾脱泥,高利坤等<sup>[14]</sup>对陕西某金红石矿进行了选矿试验研究,当磨矿细度为-0.074 mm 82.76%时,用 $\text{Na}_2\text{CO}_3$ 调整矿浆 pH 值为 8,用硫酸铝作为金红石的抑制剂,油酸钠作为脉石矿物捕收剂,2#油作为起泡剂反浮选脱泥,最终可抛弃 31.34% 的泡沫产品,此次反浮选脱泥效果较好,-0.010 mm 粒级脱除率达到 74.79%。反浮选脱泥过后,活化金红石正浮选,一次浮选得到金红石粗精矿品位为 20.30%,回收率为 83.88%,反-正浮选共抛弃尾矿 92.4%,抛尾效果较好。任爱军等<sup>[15]</sup>对山西某金红石矿进行了选矿试验研究,粗选阶段采用两次反浮选抛尾,精选阶段采用浮选-弱磁选-强磁选-重选的联合工艺流程,得到金红石精矿 1 品位为  $\text{TiO}_2$  89.58%,回收率为 46.84%,精矿 2 品位为  $\text{TiO}_2$  80.53%,回收率为 22.41%,取得了良好的选矿指标,同时综合回收了磁铁矿和钛铁矿,分摊了一部分选矿作业费用,从而降低了选矿成本。

高利坤<sup>[16]</sup>发明了针对细粒难选金红石矿分步浮选的粗选抛尾方法,所谓分步浮选即先抑制金红石反浮选,再活化金红石正浮选。该方法金红石富集比高、回收率高,抛尾效果好,可大大降低金红石选矿成本。王军等<sup>[17]</sup>对枣阳大阜山原生金红石矿进行了脱泥试验研究,结果表明,反浮选脱泥后再正浮选工艺效果明显优于其他工艺。反浮选脱泥后经过一次粗选粗精矿品位达 21.12%,回收率为 75.08%,为后阶段的选别处理提供了有利条件。

以上研究表明,浮选法能实现对细粒金红石矿的粗选抛尾,浮选抛尾要选择合适的浮选工艺和药剂,降低粗选阶段的成本,还要注意其他有用矿物的综合回收。浮选抛尾相比于重选抛尾而言,选矿成本较高,工艺较复杂,大多对环境有污染,但浮选法适应范围更广,对各种矿石分选效果较好,多用来处理重选抛尾效果不理想的情况。此外,还可采用联合工艺来实现对细粒难选金红石的粗选抛尾。

### 3 联合工艺抛尾

对于某些微细粒难选金红石矿,往往单独采用重选或浮选法不能达到较好效果,或为了降低选矿成本等因素,需采用联合工艺抛尾,目前研究有采用浮选-重选、磁选-重选等联合工艺抛尾的情况。

高利坤等<sup>[18]</sup>对陕西某微细粒难选金红石矿进

行了选矿试验研究,浮选抛尾采用 $\text{Na}_2\text{CO}_3$ 调整矿浆 pH 值为 9,用 CMC 和 $\text{Na}_2\text{SiF}_6$ 联合作脉石抑制剂,用乙酸铅作为金红石活化剂,用羟肟酸钠和苯乙烯膦酸联合作捕收剂浮选金红石,得到浮选粗精矿品位为  $\text{TiO}_2$  15.16%,回收率为 89.26%,浮选一次性抛尾 72.27%,虽然浮选抛尾情况比较理想,但富集比较小,泡沫中存在矿泥会干扰后续选别,为此在浮选抛尾的基础上又增加了重选抛尾,重选抛尾设备使用摇床,得到最终粗精矿品位为  $\text{TiO}_2$  43.56%,浮选-重选联合工艺共抛尾 94.01%,只剩下 6%左右的粗精矿进入精选。精选阶段采用酸洗、反浮选除硫、金红石浮选的工艺流程,最终得到金红石精矿品位为  $\text{TiO}_2$  90.31%,回收率为 47.36%,达到二级品质质量标准。

王军等<sup>[19]</sup>发明了一种细粒金红石的抛尾脱泥工艺,该工艺采用磁选-重选联合抛尾,即原矿先通过强磁选进行分离,非磁性矿物进行重选脱除矿泥,得到金红石粗精矿。该工艺流程简单、富集比高、回收率高,选矿成本也较低,具有较好的应用前景。张裕书等<sup>[20]</sup>对江苏某榴辉岩型金红石矿进行了选矿研究,粗选采用磁选-重选联合工艺抛尾,总的工艺流程为强磁-重选-强磁,得到金红石精矿品位为  $\text{TiO}_2$  90.09%,回收率为 63.07%,同时得到了纯度为 90% 的石榴石与纯度为 86.59% 的绿辉石精矿,回收率均大于 76%。在回收金红石的同时回收一部分其他有用矿物,能够抵消一部分选矿成本,提高金红石矿的综合利用价值,使原生金红石矿大规模开发利用成为可能。

### 4 结 语

(1) 我国金红石选矿常需分为两个阶段进行:第一阶段为粗选阶段,常采用重选抛尾、浮选抛尾、联合工艺抛尾等,得到金红石粗精矿。第二阶段为精选阶段,常采用浮选、磁选、电选、酸洗等联合工艺处理粗精矿,最终得到合格的金红石精矿。

(2) 目前对于国内原生金红石矿,研究选别指标取得了很大进展,但选矿成本过高导致其不能得到大规模开发利用,很多还处于实验室研究阶段。如何有效降低粗选阶段的成本是实现我国原生金红石资源开发利用的前提。

(3) 目前金红石矿的选矿研究仍主要围绕金红石而进行,对其共伴生有价元素及非金属矿的综合

回收研究较少,所以要充分考虑到有用矿物的综合回收,这样能抵消一部分选矿成本费用,提高金红石矿的综合利用价值。

(4)加强理论研究,开发新型金红石选矿工艺,从而有效提高金红石选矿技术经济指标;加强设备研究,研究新型选矿设备,如离子波型摇床、超高压悬浮电选机等,突破传统选矿设备的缺陷,实现细粒难选金红石矿的高效分选;加强药剂研究,研究新型廉价、无毒、环保型药剂可以有效降低金红石选矿的成本,是所有选矿工作者努力的方向。

### 参考文献:

- [1]刘明宝,印万忠.我国钛矿资源现状及其选别工艺评述[C].2011中国矿产资源综合利用与循环经济发展论坛论文集,2011:3-6,10.
- [2]董天颂.钛选矿[M].北京:冶金工业出版社,2009.
- [3]岳铁兵.细粒金红石的浮选分离研究[D].沈阳:东北大学,2006.
- [4]吴贤,张健.我国大型原生金红石矿的选矿工艺[J].稀有金属快报,2006,25(8):5-10.
- [5]王秋林,陈雯.复杂低品位金红石矿选矿试验研究[J].矿冶工程,2006:172-175.
- [6]李志伟.某风化型金红石矿选矿工艺研究[J].资源导刊:地球科技版,2013(1):55-57.
- [7]高利坤,张宗华,李春梅,等.河南方城金红石矿选矿试验研究[J].矿产综合利用,2003(3):3-8.
- [8]张宗华,戴惠新,吴幼竺,等.会东难选金红石矿的矿物工艺特性及选矿试验研究[J].云南冶金,2001,30(5):7-13.
- [9]汪传松.难选金红石矿选矿新工艺流程研究[J].科技资讯,2013(8):132-133.
- [10]叶雪均,熊立,崔振红,等.从尾矿中回收金红石的试验研究[J].有色金属科学与工程,2011,02(1):55-58,72.
- [11]岳铁兵,曹进成,魏德州,等.细粒金红石矿重选抛尾工艺研究[J].化工矿物与加工,2005,34(1):15-17.
- [12]王雅静,张宗华,高利坤,等.某难选金红石矿选矿试验研究[J].矿产综合利用,2008(1):7-10.
- [13]高利坤,戴惠新,陈禄政等.细粒难选锐钛矿浮选试验研究[J].昆明理工大学学报:自然科学版,2012,37(3):1-5,40.
- [14]高利坤,陈云.陕西某金红石矿反浮选试验研究[J].金属矿山,2009(5):88-91,118.
- [15]任爱军,赵希兵.山西某金红石矿选矿试验研究[J].有色金属:选矿部分,2008(2):15-19.
- [16]昆明理工大学.细粒金红石矿分步浮选粗选抛尾方法[P]:中国专利:CN200910094686.4.2009-12-23.
- [17]王军,程宏伟,刘贝,等.枣阳大阜山原生金红石矿脱泥试验研究[J].有色金属:选矿部分,2014(4):53-56.
- [18]高利坤,张宗华,王雅静,等.陕西某微细粒难选金红石矿选矿试验研究[J].矿冶工程,2008,28(4):42-44,48.
- [19]中南大学,大冶有色金属集团控股有限公司.一种细粒金红石的抛尾脱泥工艺[P].中国专利:CN201310610609.6.2014-03-12.
- [20]张裕书,杨耀辉,张少翔,等.江苏某榴辉岩型金红石矿综合利用研究[J].化工矿物与加工,2012,41(6):4-7.

## Research Progress of Roughing on Fine-grained Refractory Rutile Discard Tailings

Chen Long, Gao Likun, Qi Peng, Dong Fang

(Kunming University of Science and Technology, State Key Laboratory of Complex Nonferrous Metal Resources Clean Utilization, Kunming, Yunnan, China)

**Abstract:** Primary rutile is the main type rutile resource in our country. Most of them belong to the low-grade refractory ore with fine particle size distribution and complex ore property. Because of the high cost of mineral processing, a lot of rutile resources can not be utilized. The key is how to reduce the cost of rutile roughing stage and solve the problem of comprehensive utilization. This paper reviewed the recent progress of fine-grained refractory rutile roughing, summarized the beneficiation process and pointed out the existing problems and the new research directions.

**Keywords:** Fine grain; Rutile; Roughing; Discard tailings