

薄矿脉铀矿新型采矿工艺与不规则矿脉 采场稳定性研究

年洋洋, 孙刚友, 任 赛, 杨江坤

(中核矿业科技集团有限公司, 北京 101149)

摘要:为解决某薄矿脉铀矿原开采工艺存在的采切比高、成本高、效率低等问题,开发了薄矿脉高分段深孔连续协同采矿方法。与原采矿法相比,新型采矿法的采场生产能力提升了380.3%,采矿直接成本降低了56.29%。为验证该采矿法对不规则矿脉回采的安全性,以-200~-250 m中段矿脉为研究背景,通过FLAC3D数值模拟软件研究了新型采矿法在静力学及爆破动载作用下的回采稳定性。静力学模拟结果显示,矿柱最大拉应力为0.46 MPa,小于岩体的抗拉强度(1.63 MPa);整体位移不超过1.14 cm,不存在大变形;塑性区未贯通间柱和顶柱,矿房保持稳定。在爆破动荷载模拟研究中,对回采后的1#矿房施加简化三角形动荷载,矿柱最大拉应力为0.38 MPa,处于稳定状态;循环荷载使矿柱产生的最大位移为2.6 cm;矿柱最大振速为20 cm/s;且矿柱上塑性分布区范围较小。通过数值模拟从应力、位移、塑性区、振速等方面证明了采场矿柱的稳定性,说明新型采矿方法具有较强的实践性,研究结果为薄矿脉铀矿的高效安全开采提供了技术支持。

关键词: 铀矿;薄矿脉高分段;不规则矿脉;采矿工艺;采场稳定性;数值模拟

中图分类号: TL212;TD868 **文献标志码:** A **文章编号:** 1000-8063(2026)02-0080-13

DOI: 10.13426/j.cnki.yky.2025.09.07

中国已勘查的硬岩铀矿床大多形态复杂,多而散,以脉状、群脉状和鱼群状产出为主^[1-2];矿体连续性差,矿体厚度以1~5 m的薄矿体为主,难以实现高效机械化开采^[3-7]。目前,主要采用上向水平分层充填法开采薄矿脉铀矿^[8],该法生产过程工序多、作业流程复杂、自动化程度低、管理问题突出^[9],生产效率难以提升;且作业人员长期在暴露的顶板下工作,劳动强度大,安全风险较高^[10-11]。目前的开采工艺技术和装备水平,不能满足智能化铀矿山的建设要求,严重制约了中国硬岩铀矿资源的开发利用。

针对薄矿脉高效开采进行了诸多探索。对急倾斜薄矿脉金矿,以中深孔爆破无底柱分段崩落法为最优方案,基于该方案优化了采场结构和爆破参数^[12]。针对金矿“三高一扰动”的环境特征,优化了原上向水平分层充填采矿法的结构参数、开采工艺、巷道布置,提高了采场生产能力和开采安全性^[13-14]。通过对铜、铁矿嗣后充填采矿工艺进行研究,在阶段回采后进行一次充填,提高了采

场的生产效率^[15-18]。此外,随着自动化技术、5G技术及人工智能技术的发展,以及各种智能化采矿设备的研发与投入使用,矿山正逐步向无人化、智能化方向迈进^[19-21]。通过机械化、自动化、智能化,可减少人员参与,甚至实现无人操作,在提高设备运行效率的基础上,实现矿床的规模化安全开采^[22-24]。

针对薄矿脉铀矿山原采矿方法(上向水平分层充填法)在生产中暴露的问题,提出高分段深孔连续协同新型采矿法^[25-26]。笔者将薄矿脉深孔采矿全流程回采工艺按步骤模块化分解,分别开展静力学与爆破动载作用下矿床开采数值模拟研究,对应力、塑性区、位移等进行分析,研究矿柱及采场在不同扰动环境下的稳定性,旨在验证新型采矿方法在不规则矿脉开采中的安全稳定性。

1 开采方案确定

1.1 原采矿方法

某薄矿脉铀矿,矿体平均倾角80°,平均水平

收稿日期: 2025-09-10;修回日期: 2025-10-17

通信作者: 杨江坤

厚度 3.3 m,主要开采方式为上向水平分层充填采矿法(图 1)。该采矿方法采场矿块沿矿体走向布置,标准矿块长 50 m,宽为矿体水平厚度(3.3 m),高为中段高度(50 m)。采场不留间柱和顶柱,留 5.5 m 自然底柱。按照实际情况,将 2 个或 2 个以上矿块组成一个盘区进行开采,根据矿体及其围岩的稳固性和矿体长度等情况,矿房暴露面积一般不大于 600 m²。

在回采过程中,凿岩、出矿、充填作业主要依赖人工操作机械设备作业,人员频繁进入采场、长

时间暴露在顶板下,安全风险高。回采工艺和充填工艺复杂,且相互影响,分层循环作业工序多,施工组织管理难度较大。充填作业时间较长且成本较高,在拉底区底板要浇灌一层厚 0.5 m 的钢筋混凝土作为下阶段回采的保护层。充填料虽采用废石,但为便于下一分层回采,需先将其平整,再在其表面浇筑一层 0.3 m 厚的混凝土;待养护混凝土达到强度要求后,方可进行下一回采循环作业。由于循环作业时间较长,直接导致采场生产能力低,井下部分机械设备常处于闲置状态。

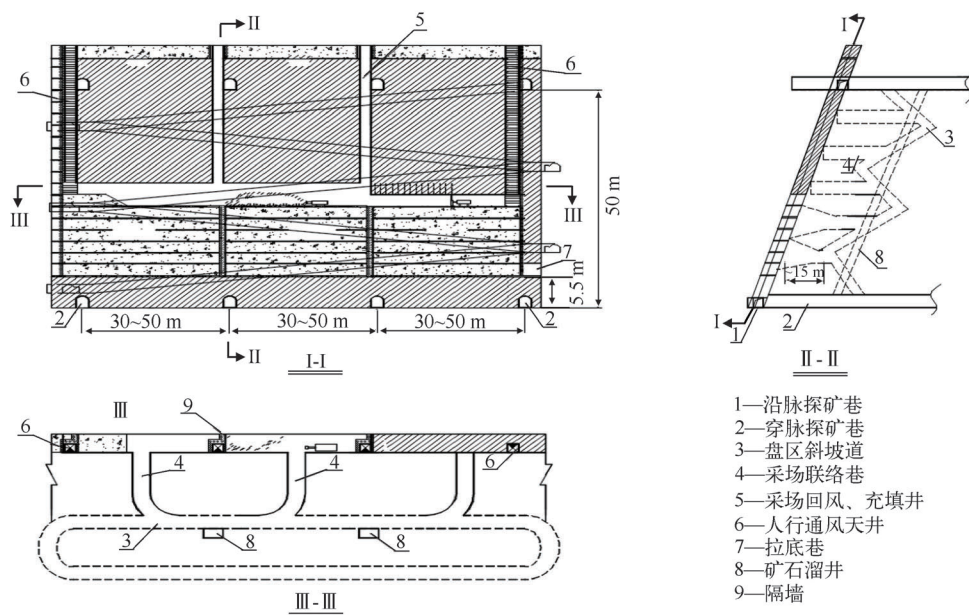


图 1 上向水平分层充填采矿法示意图

Fig. 1 Schematic diagram of upward horizontal bench filling mining method

1.2 新型采矿方法

1.2.1 新型采矿方法设计方案

薄矿脉高分段深孔连续协同采矿法示意图见图 2。该采矿方法矿块沿走向布置,长 50 m、宽 3.3 m(矿体的水平厚度),中段高度 50 m。预留顶、间柱支撑采场,间柱 8 m、顶柱 5 m,采用铲运机平底出矿结构。中段与分段之间采用采准斜坡道相连,在矿块边界布置切割天井,在顶柱上均匀布置 3 条充填井,脉外运输巷与矿体之间采用出矿进路连接。

1.2.2 新型采矿方法工艺流程

结合新型采矿方法特点,将此采矿工艺流程按步骤模块化分解为采准、切割、回采、运输、充填

5 个模块,采矿工艺全流程作业见图 3。

1)采准作业。薄矿脉高分段深孔采矿方法的采准工程主要有充填井、出矿进路、脉外运输巷、斜坡道、分段凿岩巷、分段凿岩联络巷等。脉外运输巷与矿体采用出矿进路连接,矿块中部脉内掘分段凿岩巷,分段与中段通过斜坡道连接;充填井在上中段底部巷道作业施工,通过施工垂直向下孔,一次爆破成井。

2)切割作业。对于薄矿脉而言,采用高分段深孔连续高效协同采矿方法时,其切割作业是通过在矿块上部运用天井钻机,沿矿体倾斜方向自上而下施工切割天井,以形成爆破落矿所需的自由面及补偿空间。

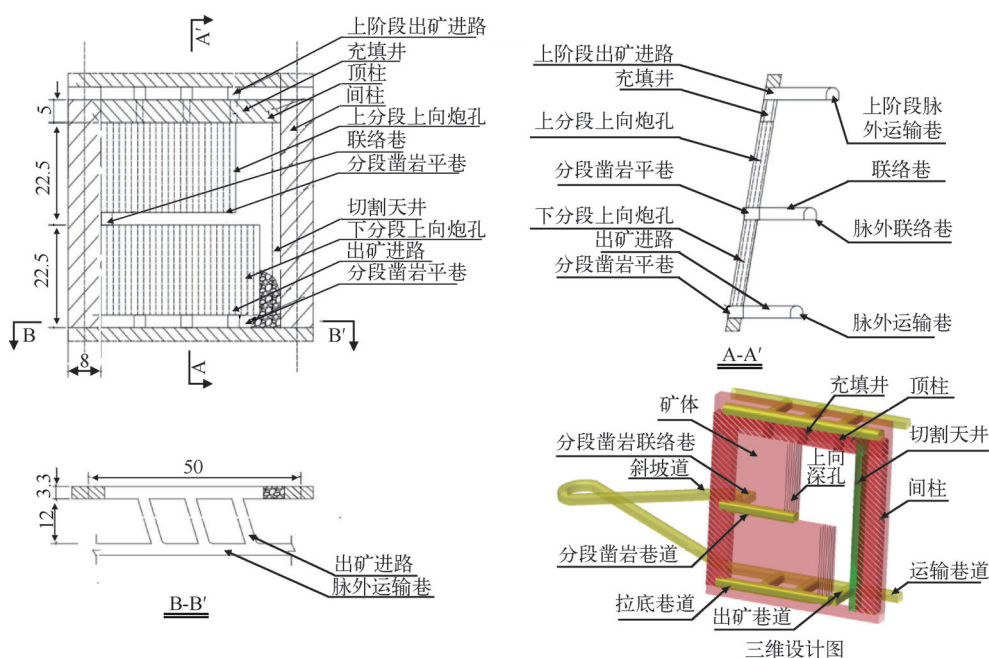


图 2 薄矿脉高分段深孔连续协同采矿方法示意图

Fig. 2 Schematic diagram of high-section deep hole continuous collaborative mining method for thin vein



图3 新型采矿工艺全流程作业图

Fig. 3 Whole process operation diagram of new mining technology

3)回采作业。首采分段为矿体的上部分段,沿矿体一侧逐步进行开采。在上分段执行爆破落矿作业时,需确保其进度超前下分段大约 8 m。每次爆破后,控制及时出矿量在落矿总量的 70%左右,剩余矿石暂留在采场。这样既能为后续的爆破作业提供压碴条件,提升挤压爆破效果;又能

有效支撑采空区围岩,确保其稳定性。待整个采场完成回采落矿后,再统一进行矿石的集中铲出。在采场凿岩装药前,先将切割天井扩至 $3.3\text{ m} \times 3.3\text{ m}$ 的矩形天井;然后再对采场矿体施工上向中深孔,采场内采用梅花状平行炮孔方式布孔,孔径 64 mm 、孔距 1.1 m 、排距 1.5 m 。其中,凿岩台车一次凿岩布孔 6 排,且回采过程中维持凿 6 爆 3 的状态循环。待凿岩布孔结束后,通过装药台车进行炸药装填。在爆破回采阶段,自切割天井向矿体一侧进行后退式回采,首采分段为矿体的上分段,待上分段爆破落矿超前下分段 8 m 左右后,上下分段同时凿岩爆破,形成正台阶式上下分段协同开采作业。回采过程视围岩稳定性情况,采取临时支护措施。同时,在斜坡道联络巷处利用局扇对采场进行通风。

4)运输作业。铲运机从出矿进路进入采场,将需要运出的矿石经出矿进路运至脉外运输巷,再从脉外运输巷经已有运输系统转运至地面。

5)充填作业。采场采用干式集中充填,待回采和出矿作业全部完成后,在上中段底部巷道内,利用铲运机运输充填废石,通过充填井对整个采场进行废石充填。

1.3 两种采矿方法对比

与上向水平分层充填采矿法相比,薄矿脉高

分段深孔连续协同采矿法的采场结构及工艺流程简单、采切工程更小、机械设备作业更连续。新型采矿方法充分利用上下中段的沿脉施工钻孔,可最大程度的降低采切量;同时拥有 2 个凿岩空间,选用更加高效的凿岩台车,提高了凿岩速度,且能实现两分段同时回采,一次循环爆破矿石量更大;采用底部出矿结构,铲运机出矿,使出矿更集中,充分发挥了无轨设备的连续作业能力。

新型采矿方法采用废石集中充填,人员不用频繁进入采场进行平场及浇筑垫层,减少了人员在顶板下的暴露时间,且生产工序更为简单、安全、高效。两种采矿方法主要生产指标及直接成本对比见表 1~表 2。新型采矿方法采场日生产能力为 562 t/d,原采矿方法采场日生产能力为 117 t/d,采场日生产能力提升了 380.3%。此外,设备效率和人员劳动生产率都有大幅提高,采矿直接成本由 126.19 元/t 降低至 55.16 元/t,降低了 56.29%。

表 1 两种采矿方法主要生产指标对比			
Table 1 Comparison of major production indicators for two mining methods			
指标名称		上向水平分层 充填采矿工艺	薄矿脉高分段 深孔连续高效 协同采矿工艺
矿体平均厚度/m		3.3	3.3
矿体平均倾角/(°)		80	80
采场长度/m		150	150
中段高度/m		50	50
分段高度/m		2	22.5
采场日生产能力/(t/d)		117	562
设备效率	凿岩/(t/台班)	273	563
	出矿/(t/台班)	200	250
劳动生产率	凿岩工/(t/台班)	136	282
	出矿工/(t/台班)	100	125
	采矿工/(t/台班)	29.4	174

表 2 两种采矿方法直接成本对比				
Table 2 Comparison of direct costs for two mining methods				
指标名称	上向水平分层充填采矿工艺		薄矿脉高分段深孔连续协同采矿工艺	
	吨矿消耗量	吨矿成本/元	吨矿消耗量	吨矿成本/元
炸药	0.65 kg	7.65	0.63 kg	7.42
电子雷管	0.58 个	8.12	0.013 个	0.18
铜芯爆破母线	0.38 m	0.17	0.13 m	0.06
合金纤头	5.0×10^{-3} 个	0.66	2.0×10^{-3} 个	0.26
纤杆	0.016 根	15.12	5.0×10^{-4} 根	0.47
水泥	0.010 t	3.50	1.5×10^{-3} t	0.53
轮胎	1.0×10^{-3} 条	5.03	7.0×10^{-4} 条	3.52
柴油	0.73 t	0.30	0.73 t	0.30
人工费	1.20 工时	54	0.46 工时	20.7
动力消耗		0.50		0.40
掘进成本	0.24 m ³	22.23	0.22 m ³	19.87
充填成本	0.385 m ³	9.21	0.385 m ³	1.75
合计		126.19		55.16

2 不规则矿脉回采稳定性研究

为验证高分段深孔采矿方法结构参数的合理性,保障采场在矿石全部采出时顶柱和间柱安全可靠,针对-200~-250 m 中段矿体,开展静力学与爆破动荷载下不规则矿脉开采过程中采场的稳定性研究,旨在提高采场生产能力、减小矿石损

失贫化、实现薄矿脉铀矿精细化开采。

2.1 数值模型建立

-200~-250 m 中段矿脉模型见图 4,目标矿体长约 150 m,矿体整体倾角约 80°。矿脉内除绢云母化中粒黑云母花岗岩的抗剪、抗拉强度相对较低外,其他各种围岩、矿石的机械强度均较高;各种矿石均有不同程度的硅化,构造带上下盘

围岩多为绢云母化碎裂花岗岩、中粒黑云母花岗岩及晚期细粒花岗岩等,亦有不同程度的硅化,且裂隙及晚期的主构造较少发育。

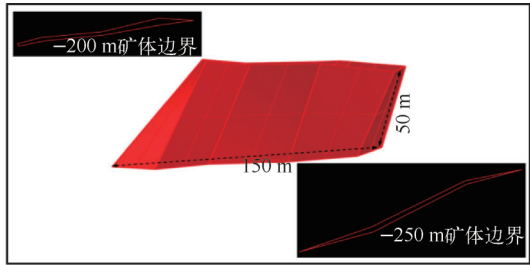
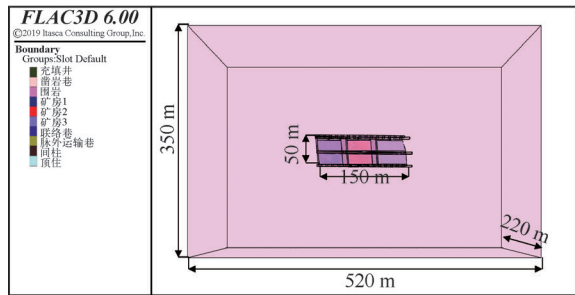


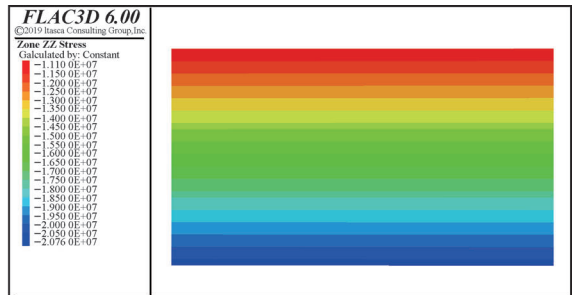
图 4 -200~-250 m 中段矿脉模型图

Fig. 4 Vein model diagram of -200 m to -250 m level

将矿体划分为 3 个矿房进行回采,矿房的长为 50 m,高为 50 m,宽为矿体的水平厚度,顶柱厚度为 5 m,间柱宽度为 8 m。根据消除边界效应的尺寸要求,模型边界距离矿体大于 3 倍矿房宽度时认为无边界效应。因此,构建模型尺寸(长×宽×高)为 520 m×220 m×350 m,不规则矿脉采区 FLAC 模型见图 5(a)。计算模型采用的边界条件:侧面限制水平移动,底面固定,模型上表面为自由边界。模型全部采用实体单元模拟,假定岩土体材料破坏符合 Mohr-Coulomb 强度准则,其采用的各材料物理力学参数见表 3。



(a)FLAC 计算模型示意图



(b)初始地应力分布

图 5 数值计算模型

Fig. 5 Numerical calculation model

表 3 数值模拟物理力学参数

Table 3 Numerical simulation of physical mechanics parameters

岩石类型	密度/(kg/m ³)	弹性模量/GPa	泊松比	粘结力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa
矿体	2 603	18.23	0.226	0.9	41	1.63
围岩	2 625	22.89	0.233	1.0	41	1.98
充填体	1 430	2.40	0.199	2.0	34	0.15

岩体初始应力由自重应力引起,随着埋深的增加而增大,模型底部埋深为 770 m。对模型施加梯度应力后,形成的初始应力场见图 5(b)。Z 方向最大主应力约为 20.76 MPa,与理论计算结果($\sigma = \gamma H = 26\,250 \times 770 = 20.21$ MPa)基本吻合,式中: γ 为上覆岩体的容重 N/m³;H 为岩体埋深,m。初始地应力场平衡后,将模型中所产生的节点应力和位移清零;且忽略矿房回采之前已经发生的工程活动,以及由此产生的模型应力、位移和塑性区。

2.2 采场稳定性静力学模拟研究

2.2.1 监测点布设与模拟工况

在矿房开采过程中,顶柱和间柱的稳定性影

响整个采区。因此,分别在 3 个矿房顶柱和间柱中心布置监测点(图 6),监测不规则矿脉回采过程中矿柱的应力和位移。为模拟矿房回采和充填对矿房周围矿岩的应力、位移以及塑性区等造成的影响,矿房回采充填顺序为回采 1#矿房→充填 1#矿房和回采 2#矿房→充填 2#矿房和回采 3#矿房→充填 3#矿房。

2.2.2 采场稳定性分析

1) 应力分析

矿体采充后的最大主应力和最小主应力分布见图 7。FLAC3D 应力图中,正负号代表力的类型,正号表示拉应力,负号代表压应力。采场充填

后最大主应力主要分布在间柱中部及底部,最大压应力为 31.6 MPa,其中在矿房充填体底部也存在压应力集中。由于开采的是不规则矿体,矿体存在多个尖点,在尖点上存在应力集中,矿体最大主应力分布呈无序性。间柱没有出现拉应力,拉应力主要分布在顶柱中间位置,顶柱上的最大拉应力为 0.46 MPa,小于矿体的抗拉强度 (1.63 MPa),总体来说开挖充填后的采场处于稳定状态。

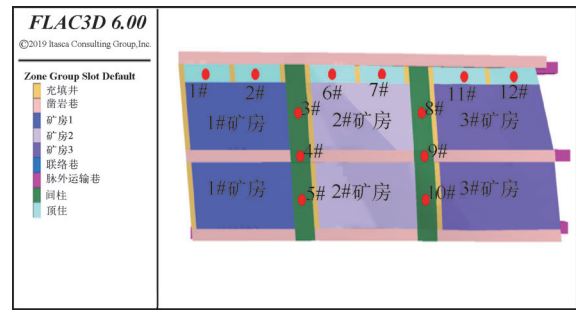
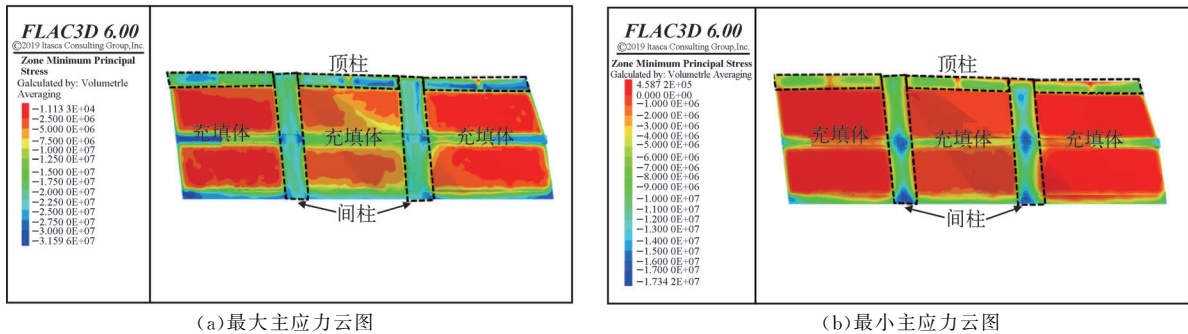


图6 监测点布置

Fig. 6 Layout of monitoring points



(a) 最大主应力云图

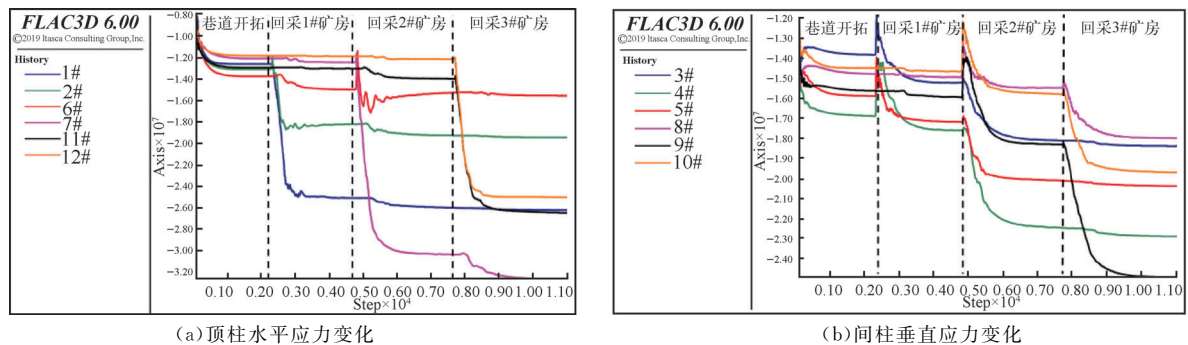
(b) 最小主应力云图

图7 矿体采充后应力云图

Fig. 7 Stress cloud diagram after mining and filling of ore body

对间柱和顶柱进行采充过程实时应力监测,结果见图8。可以看出,在巷道开拓过程中,3个矿房顶柱内水平应力均增大,约为 11.6~13.7 MPa;2个间柱的垂直应力变化不大,约为 13.8~16.9 MPa。在回采1#矿房后,1#矿房顶柱处于应力卸载状态,内部水平应力增大至 18.2~25.8 MPa,这是因为矿房垂直方向应力卸载,导致上下盘围岩对顶柱的挤压作用增大,其他矿房顶柱内应力变化较小。1#矿房间柱垂直应力先减小后增大至 15.3~17.6 MPa,其他矿房间柱内应力无变化。在回采2#矿房后,2#矿房顶柱处于应力卸载状态,内部水平应力增大至 15.5~30.3 MPa,其他矿房顶柱内应力变化较小。

2#矿房开挖后,1#矿房的间柱独自承受1#和2#矿房顶板压力,1#矿房间柱垂直应力继续增大至 18.4~22.4 MPa,2#矿房间柱垂直应力增大至 15.4~18.3 MPa。在回采3#矿房后,3#矿房顶柱处于应力卸载状态,内部水平应力增大至 25.0~26.6 MPa,其他矿房顶柱内应力变化较小。2#矿房间柱垂直应力继续增大至 18.0~24.8 MPa,已充填完毕后的间柱内垂直应力无变化。从监测数据来看,矿房开采对顶柱和间柱内应力的影响较大,而干式充填对其影响较小。总体而言,顶柱内的水平应力为 15.3~32.3 MPa,间柱内的垂直应力为 18.0~24.8 MPa,矿房处于稳定状态。



(a) 顶柱水平应力变化

(b) 间柱垂直应力变化

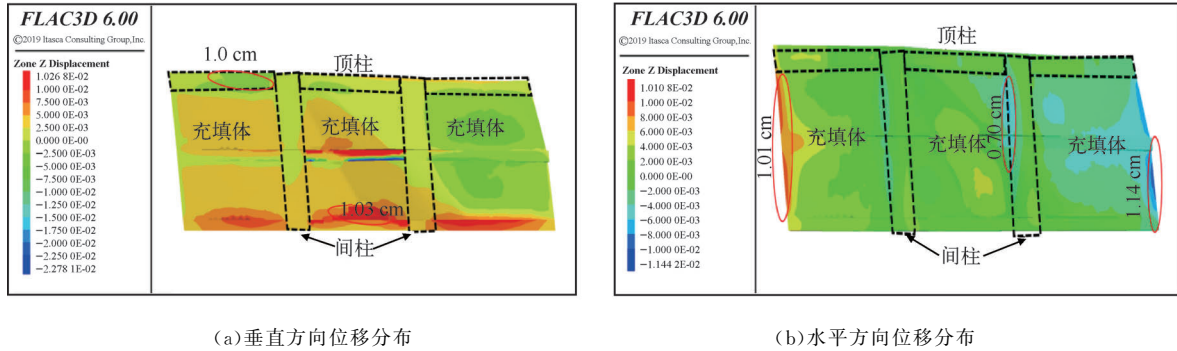
图8 矿柱应力监测曲线

Fig. 8 Pillar stress monitoring curve

2) 位移分析

通过位移情况可判断矿房充填后变形值对矿区稳定性的影响,矿房采充后位移见图 9。可以看出,3 个矿房充填后顶柱最大位移为 1.0 cm,位于 1 号矿房顶柱;底板最大鼓起为

1.03 cm,位于矿体走向中心;间柱最大位移为 0.70 cm,位于间柱中间位置;矿房最大位移为 1.14 cm,位于矿体两侧边界。不规则矿脉回采充填后,整体位移较小,不存在大变形,满足正常生产要求。



(a) 垂直方向位移分布

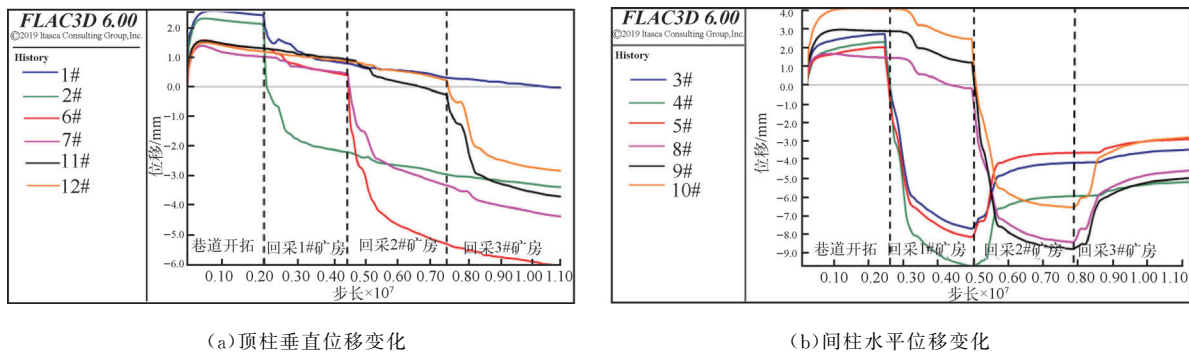
(b) 水平方向位移分布

图 9 矿体采充后位移分布云图

Fig. 9 Displacement cloud diagram of ore body after mining filling

矿房在采充过程间柱和顶柱应力发生的重分布,导致间柱和顶柱产生变形。对间柱和顶柱进行采充过程实时位移监测,监测顶柱的垂直位移变化和间柱的水平位移变化,结果见图 10。可以看出,在巷道开拓过程中,3 个矿房顶柱内垂直位移均增大,垂直位移最大为 0.28 cm;2 个间柱的水平位移也均增大,间柱最大水平位移约为 0.43 cm。在回采 1 号矿房后,1 号矿房顶柱处于应力卸载状态,内部最大垂直位移为 0.24 cm,其他矿房顶柱垂直位移变化较小。1 号矿房间柱水平位移最大为 0.96 cm,其他矿房间柱内水平位移无变化。在回采 2 号矿房,2 号矿房顶柱处于应力卸载状态,顶柱内部

最大垂直位移为 0.52 cm,其他矿房顶柱垂直位移变化较小;1 号矿房间柱水平位移略微回弹,最大水平位移为 0.64 cm,2 号矿房间柱最大水平位移为 0.88 cm。在回采 3 号矿房后,3 号矿房顶柱处于应力卸载状态,内部最大垂直位移为 0.34 cm,其他矿房顶柱垂直位移变化较小;2 号矿房间柱水平位移略微回弹,最大水平位移为 0.54 cm,已充填完毕后的间柱内水平位移无变化。从监测数据来看,矿房开采对顶柱和间柱变形的影响较小,总体而言,矿房采充后顶柱内最大垂直位移为 0.60 cm,间柱内的最大水平位移为 0.54 cm,监测点整体位移较小,不存在大变形,在矿房处于稳定状态。



(a) 顶柱垂直位移变化

(b) 间柱水平位移变化

图 10 顶柱和间柱位移监测

Fig. 10 Displacement monitoring of top column and middle column

3) 塑性区分析

矿体采充后塑性区分布见图 11, 矿体采充过程中在矿房间柱周围出现剪切塑性破坏区, 顶柱周围出现剪切-拉伸复合塑性破坏区; 但间柱和顶柱中间区域均存在未被破坏的区域, 破坏未贯通间柱和顶柱。这说明矿体采充后间柱和顶柱保持稳定, 整体来说采充过程中矿房是保持稳定的。所以, 新型采矿方法设计的采场结构参数运用在不规则矿体上是合理的。

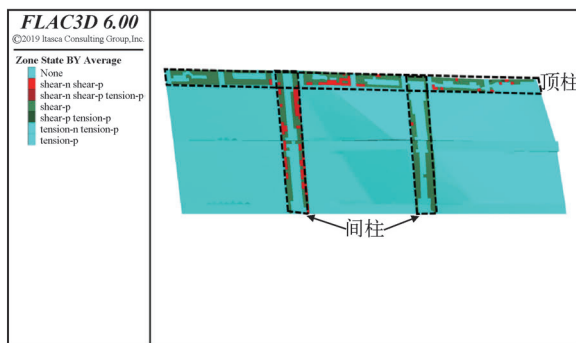


图 11 矿体采充后塑性区分布

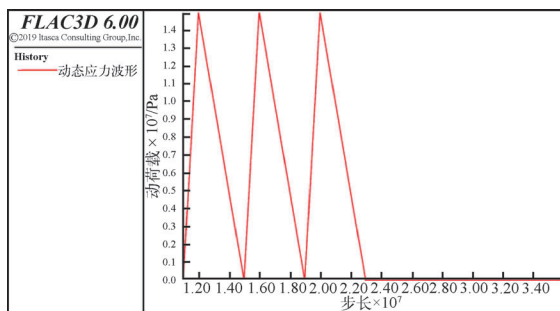
Fig. 11 Distribution of plastic zone after mining and filling of ore body

2.3 动载荷下不规则矿脉采场稳定性分析

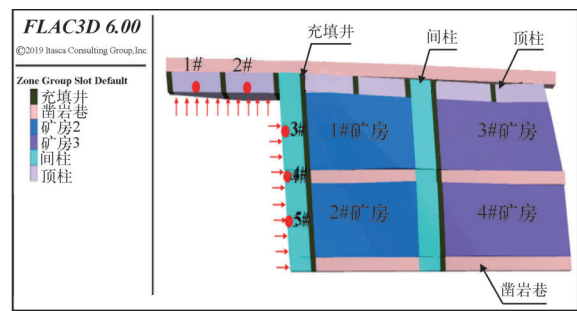
采场回采作业时, 爆破所产生的能量除了用来落矿破岩外, 但仍有一小部分会以波的形式向外传播, 对矿体的间柱和顶柱造成频繁扰动, 而这种扰动必然会对采场稳定性造成影响^[27-28]。因此, 为了验证在爆破动荷载作用下新型采矿方法采场结构参数的适用性, 采用动力学数值模拟进行验证。

2.3.1 模拟工况与监测点布置

在利用 FLAC3D 进行动力分析时, 可通过以下 4 种方式进行动力荷载的输入: 加速度时程、速度时程、应力时程、力时程。此次动荷载输入采用应力时程输入, 根据爆破数据模拟结果确定输入峰值应力, 设置爆破峰值荷载为 15 MPa。将爆破荷载简化为三角形荷载^[29], 采用“FISH”函数输入动荷载, 运行 3 个循环, 循环荷载曲线见图 12(a)。模拟多次爆破扰动下的采场稳定性分析, 监测点布置见图 12(b)。实时监测爆破荷载过程中矿柱的振速、位移、应力的变化情况。动荷载下爆破模拟时, 先对 1# 矿房回采后完成静力学计算, 再对 1# 矿房边界施加动荷载, 进行循环动荷载数值模拟。



(a) 爆破动荷载循环曲线



(b) 动力模拟测点布置示意图

图 12 爆破动态荷载曲线与模拟测点布置图

Fig. 12 Blasting dynamic load curve and simulated measuring point layout

2.3.2 计算结果分析

1) 应力分析

循环动载作用下矿柱应力分布见图 13。可以看出, 动载作用下最大主应力主要分布在间柱底部, 应力为 33.52 MPa; 拉应力主要分布在间柱中间位置, 且分布在间柱另一侧 (远离 1# 矿房靠近 2# 矿房), 应力为 0.38 MPa。拉应力分布在另一侧主要是由于应力波在间柱另一侧产生反射波, 从而使间柱另一侧出现

了拉应力。拉应力小于矿体的抗拉强度 (1.63 MPa), 因此爆破循环动载作用下顶柱和间柱处于稳定状态。

2) 位移分析

循环动载作用下矿柱位移分布见图 14。由循环动载作用下矿柱垂直和水平位移分布可知, 顶柱最大位移为 0.82 cm, 间柱最大水平位移为 2.32 cm, 最大变形均分布在间柱和顶柱中间位置。

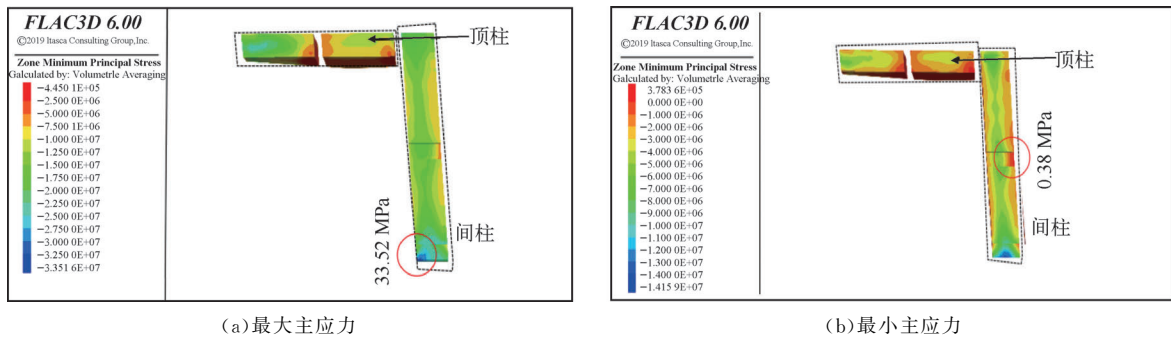


图 13 循环动载作用下矿柱应力分布云图

Fig. 13 Stress distribution cloud diagram of pillar under cyclic dynamic load

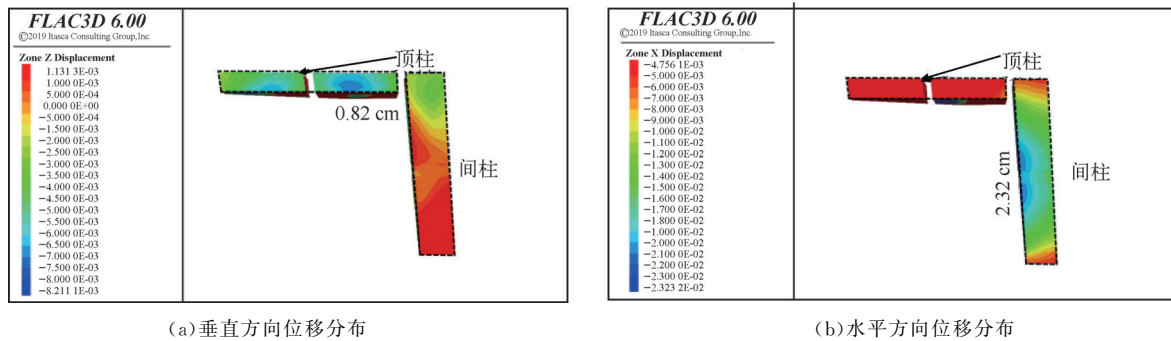


图 14 循环动载作用下矿柱位移分布云图

Fig. 14 Displacement distribution cloud diagram of pillar under cyclic dynamic load

对间柱和顶柱进行循环动载过程的实时位移监测,结果见图 15。可以看出,在 1# 矿房循环动载过程中,顶柱内部和表面垂直位移均不断增大,且顶柱上位移由下沉变为上鼓,顶柱内部最大垂直位移为 1.6 cm,表面最大垂直位移为 0.9 cm。1# 矿房的间柱内部和表面水平位移在爆破动载

过程中向同一方向起伏变化。在 1# 矿房顶柱循环动载结束后,顶柱内部垂直位移不变,顶柱表面的垂直位移下降,最大垂直位移为 0.7 cm。1# 矿房间柱内部和表面的水平位移扰动后均下降,间柱内部最大水平位移为 1.8 cm,间柱表面的最大水平位移为 2.6 cm。

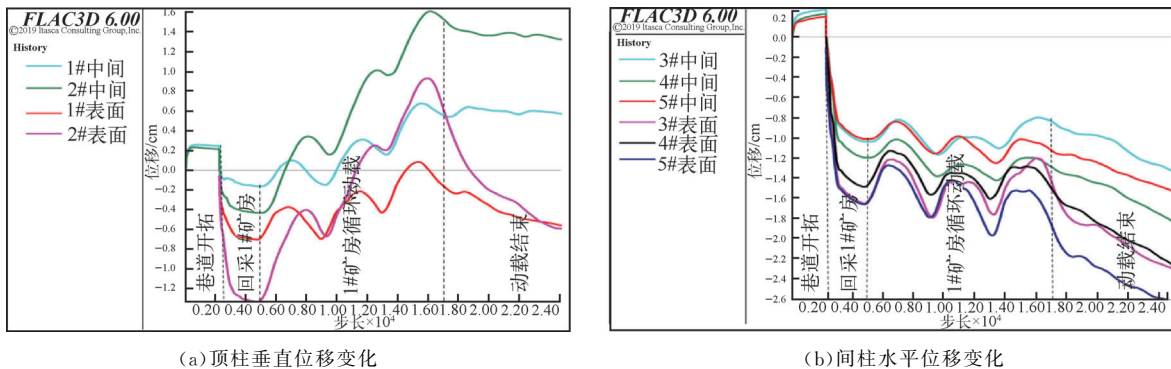


图 15 顶柱和间柱位移监测

Fig. 15 Displacement monitoring of top column and middle column

3) 振速分析

动态荷载作用在矿柱中使矿岩中产生应力波,为此分析各监测点受到循环动载作用下振速

变化情况(图 16)。可以看出,1# 和 2# 监测点是 z 方向的振速,3#、4# 和 5# 监测点是 x 方向的振速,各监测点的振速方向均与荷载方向一致。

振速随着动态应力施加不断变化,当动载增加时,振速斜率为正;当动载减小时,振速斜率为负。在回采1#矿房后,矿房静力学回采后各点的振速为0。在1#矿房循环动载过程中,各点的振速随着循环次数的增加振速也不断增加,最大振速为20 cm/s。在1#矿房动载结束后,各点的振速迅速下降,并逐渐稳定趋于0。根据《爆破安全规程》(GB 6722—2014)知,地下深孔爆破 f 在30~100 Hz之间时允许质点振速在20~30 cm/s。根据模拟结果,矿柱在动态荷载作用下最大振速为20 cm/s,满足安全允许振速要求。

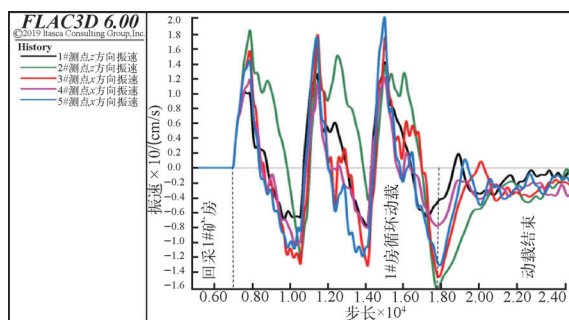


图16 顶柱和间柱监测点不同方向振速变化

Fig. 16 Vibration velocity variation of top column and middle column monitoring points in different directions

4) 塑性区分析

图17为循环动载扰动下矿柱塑性区分布,在动载扰动下间柱周围出现的塑性破坏区主要是剪切破坏,顶柱周围出现剪切-拉伸复合塑性破坏区,间柱和顶柱上的塑性区分布范围较小,且破坏未贯通间柱和顶柱,分布在矿柱边缘。因此,爆破扰动影响使岩石受到一定的损伤,爆破荷载作用时间短,所以造成岩体损伤范围小,矿柱仍保持稳定。

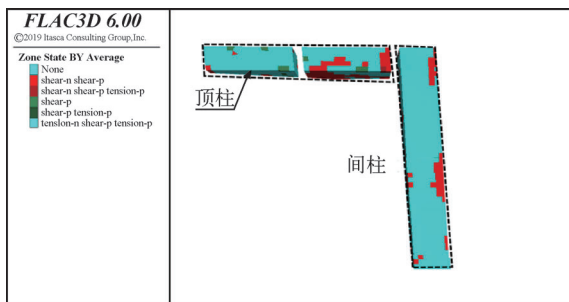


图17 顶柱和间柱塑性区分布

Fig. 17 Plastic zone distribution of top column and middle column

3 结论

1) 薄矿脉高分段深孔连续协同采矿法具有采场结构简单、开采效率高、连续性好、生产成本低等特点。薄矿脉高分段深孔连续协同采矿法较原采矿方法(上向水平分层充填采矿法),采场日生产能力、设备效率和人员劳动生产率皆大幅提高。

2) 不规则矿脉矿房采充过程静力学模拟研究表明,矿房采充后间柱不存在拉应力,顶柱拉应力为0.46 MPa,小于矿体抗拉强度;矿柱应力为15.3~32.3 MPa,采场应力处于稳定状态;矿柱位移小于0.6 cm,不存在大变形;顶柱和间柱均出现塑性破坏区,但未贯通间柱与顶柱。

3) 通过简化三角形动载模型对1#矿房施加荷载,由于反射波作用,使得间柱右侧产生拉应力为0.38 MPa;顶柱最大垂直位移为0.82 cm,在间柱中部位置产生最大水平位移为2.32 cm。 x 方向、 z 方向的最大振速为20 m/s,满足允许振速要求。爆破扰动使岩石受到一定损伤,间柱出现剪切破坏,顶柱出现剪切-拉伸破坏;但损伤范围较小,矿柱仍保持稳定状态。

参考文献:

- [1] 李秦. 低品位硬岩铀矿床开采技术状况与发展方向[J]. 铀矿冶, 2015, 34(2): 72-77.
LI Qin. Mining technical progress and development direction of low grade hard rock uranium deposit [J]. Uranium Mining and Metallurgy, 2015, 34(2): 72-77.
- [2] 崔拴芳, 杨帅. 低品位硬岩型铀矿选冶技术的新进展[J]. 铀矿冶, 2020, 39(2): 75-78.
CUI Shuanfang, YANG Shuai. New progress in beneficiation and hydrometallurgy technology of low-grade hard rock-hosted uranium ore [J]. Uranium Mining and Metallurgy, 2020, 39(2): 75-78.
- [3] 曾毅君, 张飞凤, 王廷学. 我国硬岩铀矿资源开发的技术基础及研究前景[J]. 铀矿冶, 2005(1): 1-5.
ZENG Yijun, ZHANG Feifeng, WANG Tingxue. Development of China's hard rock uranium resources: Supporting technology and research prospect [J]. Uranium Mining and Metallurgy, 2005(1): 1-5.
- [4] 叶永钦, 陈友良, 倪师军, 等. 我国硬岩型铀矿床垂直分带模式研究现状[J]. 华南地质与矿产, 2017, 33(2): 144-149.

- YE Yongqin, CHEN Youliang, NI Shijun, et al. Vertical zoning model of hard rock-hosted uranium deposits in China; State of art[J]. *Geology and Mineral Resources of South China*, 2017, 33(2): 144-149.
- [5] 徐帅, 彭建宇, 李元辉, 等. 急倾斜薄矿脉中深孔落矿爆破参数优化[J]. *爆炸与冲击*, 2015, 35(5): 682-688.
- XU Shuai, PENG Jianyu, LI Yuanhui, et al. Blasting parameter optimization of medium-depth hole caving for steeply inclined thin veins[J]. *Explosion and Shock Waves*, 2015, 35(5): 682-688.
- [6] 李元辉, 丁跃跃, 孔伟中, 等. 急倾斜薄矿脉开采技术现状与“采-选-充”协同开采新模式[J]. *金属矿山*, 2025(1): 27-36.
- LI Yuanhui, DING Yueyue, KONG Weizhong, et al. Current situation of mining technology of sharply inclined thin veins and new model for "Mining-Selection-Filling" synergistic mining[J]. *Metal Mine*, 2025(1): 27-36.
- [7] 聂兴信, 甘泉, 娄一博, 等. 基于协同开采理念的急倾斜薄矿脉群集连续化回采工艺研究[J]. *金属矿山*, 2019(9): 28-33.
- NIE Xingxin, GAN Quan, LOU Yibo, et al. Study of cluster continuous mining method with steeply inclined thin ore groups based on synergistic mining theory[J]. *Metal Mine*, 2019(9): 28-33.
- [8] 杨江坤, 孙刚友, 任赛. 某铀矿上向水平分层开采高度优化研究[J]. *铀矿冶*, 2024, 43(4): 33-43.
- YANG Jiangkun, SUN Gangyou, REN Sai. Optimization for mining height of upward horizontal slicing mining in a uranium mine[J]. *Uranium Mining and Metallurgy*, 2024, 43(4): 33-43.
- [9] 李秦, 郭元, 王泽江, 等. 国内硬岩铀矿采矿技术发展及设备配置应用分析[C]//中国煤炭学会, 中国工程院能源与矿业工程学部, 中国金属学会, 等. 第十届全国采矿学术会议论文集: 采矿与井巷工程. 2015: 740-746.
- [10] 牛学军, 谭亚辉, 苏艳茹, 等. 我国铀矿采冶技术发展方向和重点任务[J]. *铀矿冶*, 2013, 32(1): 22-26.
- NIU Xuejun, TAN Yahui, SU Yanru, et al. Development direction and key task of uranium mining and metallurgy techniques in China[J]. *Uranium Mining and Metallurgy*, 2013, 32(1): 22-26.
- [11] 熊有为, 刘福春, 张军, 等. 急倾斜极薄矿脉机械化留矿法平底结构出矿相似模拟试验[J]. *矿业研究与开发*, 2024, 44(2): 14-19.
- XIONG Youwei, LIU Fuchun, ZHANG Jun, et al. Similar simulation experiment on flat-bottom structure ore removal by mechanized shrinkage mining method in steeply inclined extremely thin veins[J]. *Mining Research and Development*, 2024, 44(2): 14-19.
- [12] 安龙, 徐帅, 李元辉, 等. 急倾斜薄矿脉深孔落矿工艺参数优化[J]. *东北大学学报(自然科学版)*, 2013, 34(2): 288-292.
- AN Long, XU Shuai, LI Yuanhui, et al. Deep hole blasting parameters optimization for steeply inclined thin vein[J]. *Journal of Northeastern University(Natural Science)*, 2013, 34(2): 288-292.
- [13] 贾万玉, 吴若菡, 万串串. 三山岛金矿深部矿体上向水平分层充填采矿法优化研究与应用[J]. *有色金属(矿山部分)*, 2021, 73(1): 22-27.
- JIA Wanyu, WU Ruohan, WAN Chuanchuan. Optimization and application of upward horizontal cut and fill mining method for deep orebody in Sanshandao gold mine[J]. *Nonferrous Metals(Mining Section)*, 2021, 73(1): 22-27.
- [14] 董国强, 王彦, 张宏伟. 胶东半岛某金矿深部矿体采矿方法优化[J]. *黄金*, 2023, 44(6): 11-14.
- DONG Guoqiang, WANG Yan, ZHANG Hongwei. Optimization of mining methods for deep ore bodies of a gold mine in the Jiaodong Peninsula[J]. *Gold*, 2023, 44(6): 11-14.
- [15] 鄂玉强. 分段凿岩阶段空场嗣后充填采矿工艺优化研究[J]. *矿业研究与开发*, 2022, 42(3): 6-9.
- E Yuqiang. Research on mining technology optimization for sublevel drilling and stage open-stope method with backfill[J]. *Mining Research and Development*, 2022, 42(3): 6-9.
- [16] 徐源. 中关铁矿诱导冒落嗣后充填采矿方法及其应用研究[D]. 沈阳: 东北大学, 2022.
- [17] 田贵有, 李再易, 亚呼甫, 等. 黄山南铜镍矿阶段大直径深孔空场嗣后充填采矿法应用分析[J]. *矿业研究与开发*, 2020, 40(7): 1-3.
- TIAN Guiyou, LI Zaiyi, YA Hufu, et al. Application analysis on the stage large-diameter deep-hole open stope and subsequent filling mining method in Huangshannan copper nickel mine[J]. *Mining Research and Development*, 2020, 40(7): 1-3.
- [18] 吴贤振, 饶运章, 熊正明. 铜山铜矿分段凿岩阶段矿房嗣后充填采矿法工艺优化研究[J]. *南方冶金学院学报*, 2003(4): 1-4.
- WU Xianzhen, RAO Yunzhang, XIONG Zhengming.

- The study on the improvement of the technology of sublevel stoping and filling mining method[J]. Journal of Jiangxi University of Science and Technology, 2003 (4):1-4.
- [19] 李国清,王浩,侯杰,等. 地下金属矿山智能化技术进展[J]. 金属矿山, 2021(11):1-12.
LI Guoqing, WANG Hao, HOU Jie, et al. Progress of intelligent technology in underground metal mines[J]. Metal Mine, 2021(11):1-12.
- [20] 葛虎胜,宫福会,孙炎炎,等. 双 5G 网络下露天智能矿山系统构建与应用[J]. 金属矿山, 2022(9): 167-173.
GE Husheng, GONG Fuhui, SUN Yanyan, et al. Construction and application of intelligent system in open-pit mine under dual 5G network[J]. Metal Mine, 2022(9):167-173.
- [21] 张元生,战凯,马朝阳,等. 智能矿山技术架构与建设思路[J]. 有色金属(矿山部分), 2020, 72(3):1-6.
ZHANG Yuansheng, ZHAN Kai, MA Zhaoyang, et al. Technical architecture and construction ideas of intelligent mine [J]. Nonferrous Metals (Mining Section), 2020, 72(3):1-6.
- [22] 柴修伟,张龙,胡建华,等. 鄂西磷矿智能矿山建设现状与发展方向[J]. 金属矿山, 2025(5):137-144.
CHAI Xiuwei, ZHANG Long, HU Jianhua, et al. Current situation and development direction of intelligent mine construction of phosphate mines in western Hubei[J]. Metal Mine, 2025(5):137-144.
- [23] 侯志永,刘海洋,马运超,等. 智能矿山建设在硬岩铀矿山的实践应用[J]. 铀矿冶, 2025, 44(3): 108-113.
HOU Zhiyong, LIU Haiyang, MA Yunchao, et al. Practical application of intelligent mine construction in hard rock uranium mines[J]. Uranium Mining and Metallurgy, 2025, 44(3):108-113.
- [24] 秦旭忠,宋丽霞,李祖荣,等. 棉花坑矿井采掘设备配置优化方案探讨[J]. 铀矿冶, 2023, 42(3): 57-62.
QIN Xuzhong, SONG Lixia, LI Zurong, et al. Discussion on optimization scheme of mining equipment allocation in Mianhuakeng mine[J]. Uranium Mining and Metallurgy, 2023, 42(3):57-62.
- [25] 王滔,孙刚友,杨江坤,等. 基于 AHP-TOPSIS 的急倾斜薄矿脉采矿方法及采场结构参数优选[J]. 铀矿冶, 2025, 44(2):38-51.
WANG Tao, SUN Gangyou, YANG Jiangkun, et al. Mining methods and structural parameter optimization for steeply inclined thin ore veins based on AHP-TOPSIS. [J]. Uranium Mining and Metallurgy, 2025, 44(2):38-51.
- [26] 谢国森,罗春梧,宋丽霞,等. 棉花坑矿床破碎矿体深孔连续采矿工艺研究[J]. 铀矿冶, 2022, 41(4): 394-400.
XIE Guosen, LUO Chunwu, SONG Lixia, et al. Study on deep hole continuous mining technology of broken ore body in Mianhuakeng deposit[J]. Uranium Mining and Metallurgy, 2022, 41(4): 394-400.
- [27] 张翔宇,严鹏,卢文波,等. 深埋矿体采场爆破对矿柱的损伤特性研究[J]. 振动与冲击, 2023, 42(1): 123-131.
ZHANG Xiangyu, YAN Peng, LU Wenbo, et al. Damage characteristics of ore pillars induced by deep buried orebody stope blasting[J]. Journal of Vibration and Shock, 2023, 42(1):123-131.
- [28] KAISER P K, CAI M. Design of rock support system under rockburst condition[J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2012, 4(3):215-227.
- [29] 钟芳权,郭裕民,黎昌林,等. 深孔爆破荷载作用下大跨度采场高边帮稳定性研究[J]. 采矿技术, 2023, 23(4):163-171.
ZHONG Fangquan, GUO Yumin, LI Changlin, et al. Study on the stability of high side slope of long-span stope under deep hole blasting load[J]. Mining Technology, 2023, 23(4):163-171.

Study on New Mining Technology of Thin Vein Uranium Mine and Stability of Irregular Vein Stope

NIAN Yangyang, SUN Gangyou, REN Sai, YANG Jiangkun

(China Nuclear and Mining Science and Technology Corporation, CNNC, Beijing 101149, China)

Abstract: To address the issues of high development-to-extraction ratio, high cost, and low efficiency in the original mining process of a thin vein uranium deposit, a high-sublevel deep-hole continuous and synergistic mining method for thin veins has been developed. Compared with the original mining method, the stope production capacity of the new method has increased by 380.3%, while the direct mining cost has decreased by 56.29%. Meanwhile, to verify the safety and stability of this mining method during extraction in irregular veins, a study was conducted based on the ore veins in -200 m to -250 m level. The stability during extraction under both static and dynamic blasting loads was investigated using FLAC3D numerical simulation software. The static simulation results show that the maximum tensile stress in the ore pillar is 0.46 MPa, which is less than the tensile strength of the rock mass (1.63 MPa). The overall displacement does not exceed 1.14 cm, indicating no significant deformation. The plastic zone does not penetrate the barrier pillars and crown pillars, ensuring the stability of the stope. In the dynamic blasting load simulation, a simplified triangular dynamic load was applied to the mined-out Stope 1#. The maximum tensile stress in the ore pillar was 0.38 MPa, indicating a stable state. The cyclic loading caused a maximum displacement of 2.6 cm in the ore pillar, with a maximum vibration velocity of 20 cm/s. Additionally, the extent of the plastic zone in the ore pillar was limited. Through numerical simulations analyzing stress, displacement, plastic zone, and vibration velocity, it has been demonstrated that the stope pillars remain stable, indicating the strong practicality of the new mining method. The research results provide technical support for the efficient and safe mining of thin-vein uranium deposits.

Key words: uranium mines; thin vein high segmentation; irregular veins; mining process; stope stability; numerical simulation