上覆分级尾砂充填体下顶柱回采方案优选*

石国华[1],潘宝强[2],周文略[3],湛景震[2,3],杨鹏锦[2]

(1.中钢集团安徽刘塘坊矿业有限公司, 安徽 六安市 237471;
2.北京科技大学 资源与安全工程学院, 北京 100083;
3.中钢矿业开发有限公司, 北京 100080)

摘要:针对安徽刘塘坊铁矿上覆分级尾砂充填体下顶柱回采问题,首先,通过荷载传递线交汇法、厚跨比法、普氏拱法理论,综合确定顶柱的最大可采厚度。然后,通过Mathews稳定图法确定不同采场宽度下顶柱最大暴露面积。最后,结合现场开采方式,对穿脉、沿脉2种开采方式及5种采场结构进行开挖数值模拟,并对不同开采方式、采场结构参数下顶板沉降、应力、塑性区及开挖矿石量进行综合分析。结果表明:当采场跨度为6 m时,顶柱安全厚度为5 m。结合Mathews稳定图法确定的真实水力半径,计算获得采场进路长度最大为30 m;当采用沿脉开采方式时,不同进路间柱宽度下顶板沉降为16 mm、18 mm及20 mm;当采用穿脉开采方式时,顶板最大沉降为33.52 mm。穿脉开采下顶板最大应力增大0.1 MPa。综合对比分析,当采用沿脉开采的方式,进路间柱为4 m时,此时顶板沉降在可控范围内,且能较好地满足矿山生产的安全、高效和经济需求,预计回采顶柱资源约48万t,既能保障矿山产能平稳过渡,也可以为其他类似工程提供借鉴。

关键词:顶柱回采;进路充填法;Mathews稳定图法;数值模拟;稳定性分析

中图分类号:TD853.34 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)03-0066-08

Optimization of the Top Pillar Recovery Scheme Under an Overlying Graded Tailings Backfill

SHI Guohua[1], *PAN Baoqiang*[2], *ZHOU Wenlue*[3], *ZHAN Jingzhen*[2,3], *YANG Pengjin*[2]

(1.Sinosteel Anhui Liutangfang Mining Co., Ltd., Lu'an City, Anhui 237471, China;
2.School of Resources and Safety Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China;
3.Sinosteel Mining Co., Ltd., Beijing 100080, China)

Abstract: Addressing the issue of top pillar recovery beneath the overlying graded tailings backfill at the Liutangfang Iron Mine in Anhui, this study first comprehensively determined the maximum recoverable thickness of the top pillar using the load transfer line intersection method, the thickness-to-span ratio method, and the Protodyakonov arch theory. Subsequently, the maximum exposed area of the top pillar under varying stope widths was established via the Mathews stability chart method. Finally, incorporating on-site mining practices, numerical simulations of excavation were performed for two mining methods (cross-vein and strike-vein) across five stope structures. A comprehensive analysis was conducted to evaluat roof settlement, stress distribution, plastic zones, and excavated ore volume under different mining methods and stope structural parameters. The results indicate that for a stope span of 6 m, the safe thickness of the top pillar is 5 m. Based on the actual hydraulic radius derived from the Mathews stability chart method, the calculated maximum stope drift length is 30 m. When the strike-vein mining method is employed, the roof settlements corresponding to different drift pillar widths are 16 mm, 18 mm, and 20 mm; when cross-vein mining method is used, the maximum roof settlement is 33.52 mm, with the maximum roof stress increasing by 0.1 MPa. A comprehensive comparative analysis reveals that adopting the strike-vein mining method with a 4 m drift pillar keeps roof settlement within a controllable range, thereby optimally satisfying the safety, efficiency, and economic prerequisites of mine production. This scheme is projected to recover approximately 480 000 tons of top pillar resources, ensuring a smooth transition in mine production capacity and providing a reference for similar engineering projects.

Key words: Top pillar recovery, Drift-and-fill method, Mathews stability chart method, Numerical simulation, Stability analysis

---

* **收稿日期**:2025-03-05
基金项目:国家自然科学基金联合基金项目(U2034206)
作者简介:石国华(1978—),男,河北馆陶人,高级工程师,主要从事矿山开采工艺研究。E-mail:wgchen0629@foxmail.com
通信作者:潘宝强(1999—),男,山东潍坊人,硕士,主要从事矿山开采工艺研究。E-mail:m17660458053@163.com

0　引言

随着我国浅部易采矿产资源日益枯竭，矿山开采逐渐向深部发展。为满足矿山产能的平稳过渡，许多矿山逐渐重视残留资源的二次回采[1]。受矿体赋存或地质条件等因素影响，金属矿开采过程中，多数采矿方法会采用留设顶(底)柱的方式保障采区稳定性。顶柱回采对提高资源利用率、推动矿山可持续发展及开展采空区治理具有重要意义[2]。然而，顶柱作为采场稳定性的关键支撑结构，尤其是在上覆分级尾砂充填体的情况下，若开采方法或采场参数设置不合理，极易引发顶板垮塌等灾害，造成人员伤亡和经济损失[3]。

对此，众多学者对顶柱回采进行了广泛的研究。闫至开等[4]通过注浆构筑人工假顶，维持松散尾砂充填体下采场的稳定性，实现了无预留护顶层的顶柱回采。原绅师等[5]根据残矿赋存特征，优选了软弱围岩下残矿回采方案。薛田喜等[6]设计了小进路式充填回采顶柱的采矿方法，有效保障了松散尾砂充填体下顶柱回采的稳定性。贾瀚文等[7]通过数值模拟分析，确定了采空区顶柱回采顺序。胡勇等[8]设计了“一层三步骤”的回采方法，实现了三鑫金铜矿深部中段顶柱安全回采。周可等[9]通过数值模拟优化方案，认为10 m厚的顶柱可以实现采9 m留1 m的分层回采，从而保障了复杂充填体下残矿的安全回采。廖伟成等[10]对比了上向进路分层充填法、上向中深孔嗣后充填法和下向中深孔嗣后充填法，完成了充填体下水平矿柱回采方案的优选。由此可见，大多数的金属矿留设顶柱的回采方案，可以通过理论分析和数值模拟等手段进行优选。

刘塘坊铁矿根据矿山资源开采的整体规划，共涉及3部分顶柱资源。为实现资源的安全高效回采，本文采用理论计算与数值模拟相结合的方法，针对刘塘坊铁矿上覆分级尾砂充填体下顶柱回采方案与采场结构参数开展优选研究，以期为类似矿山的开采过程提供稳定性评估和优化建议。

1　刘塘坊铁矿工程背景

刘塘坊铁矿位于安徽省霍邱县，是赋存于晚太古界变质岩系中的沉积变质型磁铁矿床，地处“淮阳古陆”北侧，区域地质结构复杂。刘塘坊铁矿开采深度为－300～－575 m，主要矿体为3#、4#和12#矿体，其资源量占总资源量的95%以上。矿体上下盘岩体主要为斜长角闪片麻，现场岩体节理裂隙调研结果表明，岩体多呈缓倾角薄层状分布，倾角为20°～30°，结构面间距主要为10～60 cm。根据综合RMR法评价结果，刘塘坊铁矿岩体级别为Ⅲ级，属中等级别岩体[11]。

根据刘塘坊铁矿资源开采整体规划设计，目前矿山在－500 m中段以下、－400 m中段12#矿体、－400 m中段主井压覆资源区域存在部分顶柱资源。该部分顶柱厚度约为10 m，储量约150万t，顶柱上覆采空区为分级尾砂充填体。为实现顶柱矿产资源的安全充分回采，延长矿山服务年限，稳定矿山产量，矿山亟需对该部分资源进行回采。

刘塘坊铁矿目前采用分段空场嗣后充填采矿法自下而上沿脉开采，矿房长度为30～40 m，矿房间留设8 m间柱，阶段高度为30 m。当开采至顶柱资源区域时，上下盘原岩应力平衡被打破，顶柱所承受的压应力显著增大，易造成采场失稳甚至坍塌。因此，有必要对顶柱资源开采方式与采场结构参数进行研究论证。本研究以－500 m中段顶柱资源为研究对象，通过理论分析和数值模拟相结合的方法，综合论证刘塘坊铁矿顶柱回采可行性及合理采场结构参数。顶柱及上覆分级尾砂充填体的示意结构如图1所示。

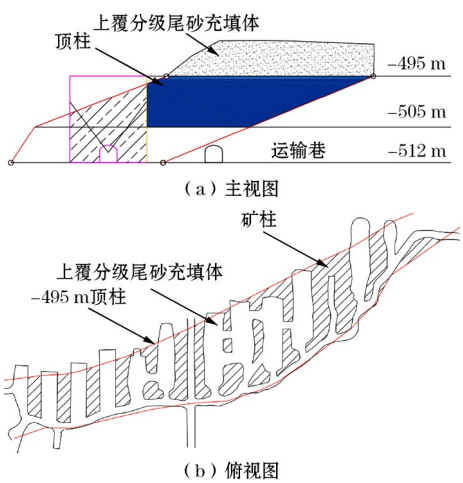


图1　－500 m中段顶柱及上覆分级尾砂充填体示意

Fig.1　Schematic diagram of top pillar and overlying graded tailings filling at the －500 m middle section

2　顶柱回采安全厚度分析

2.1　顶柱留设安全厚度理论计算

当前刘塘坊铁矿－575 m中段开采至－512 m水平，顶柱处于－505～－495 m水平。上覆分级尾砂充填体灰砂比为1∶13，强度约为2 MPa。2023年，矿山针对－487.5～－400 m阶段残留矿体，采

用分段空场嗣后充填采矿法自下而上开采,充填体高度为分段高度 12.5 m。考虑到充填体受到自身重力和上下盘摩擦力,采用改进后的古典杨森理论[12]计算得出顶柱上覆尾砂充填体产生的均布荷载值为 0.32 MPa。顶柱回采方式为上向进路充填法,进路宽度根据现场开采经验设定为 6 m。

首先,采用厚跨比法[11]、荷载传递线交汇法[13]、普氏拱法[14]分别计算了 10 m 厚顶柱的理论安全留设厚度。其中,普氏拱法假设回采后进路顶板为破裂拱。3 种方法的计算原理与结果见表 1。为确保回采安全,安全系数取 1.7,荷载传递线夹角取 30°,进路高度取 12 m。计算结果表明,进路宽度为 6 m 时,顶柱安全厚度最低为 4.9 m。多种理论方法计算结果均显示,刘塘坊铁矿 10 m 厚顶柱的最大可开采厚度为 5.1 m,最低留设厚度为 4.9 m。

2.2 顶板最大暴露面积与采场长度计算

Mathews 稳定图法是综合考虑工程岩体力学性质,用于计算采场顶板允许暴露面积的常用方法[15]。该方法首先通过岩石应力系数 A、节理方位系数 B、重力调整系数 C 和岩体质量指标 Q,计算采场稳定性系数 N。然后,计算采场水力半径。最后,结合工程现场条件,确定合理的采场结构参数方案。

表 1 顶柱回采安全厚度理论计算结果

Table 1 Theoretical calculation results of safe thickness for top pillar recovery

计算方法	计算公式	参数说明	参数选择	顶柱安全厚度/m
厚跨比法	$\frac{H}{KW}\geqslant 0.5$	H 为顶板安全厚度;W 为采空区跨度;K 为安全系数,取 1.3～2.0。考虑到现场岩体质量中等,多层理岩体,因此安全系数取 1.5～1.7。	$K=1.5$	4.5
			$K=1.7$	5.1
荷载传递线交汇法	$H=\frac{W}{2\tan\beta}$	H 为顶板安全厚度;W 为顶板跨度;β 为荷载传递线与顶板中心竖直线形成的夹角。	$\beta=30°$	5.19
			$\beta=33°$	4.62
			$\beta=35°$	4.28
普氏拱法(破裂拱)	$H=\frac{0.5W+h\tan\left(90°-\frac{\varphi}{2}\right)}{f}$	H 为顶柱安全厚度;W 为采空区跨度;h 为进路高度;φ 为岩石内摩擦角;f 为岩石坚固性系数。$f=\sigma_c/10$,σ_c 为岩石单轴抗压强度,MPa。	$h=10$	4.39
			$h=11$	4.79
			$h=12$	5.18

稳定性指数 N 的计算公式如下:

$$N=QABC \tag{1}$$

式中:Q 为岩体的质量指数;A 为应力系数;B 为节理方位修正系数;C 为重力调整系数。

刘塘坊铁矿－500 m 中段顶柱自重应力为 12.21～12.56 MPa,矿石单轴抗压强度为 73.10 MPa,岩石应力系数取 0.539[16]。

节理方位修正系数 B 为采场面倾角与待分析面的倾角之差,当结构面与开挖面夹角为 90°时,B 赋值为 1,当不连续结构面与开挖面夹角为 20°时,B 赋值为 0.2。刘塘坊铁矿结构面夹角大多在 10°～30°之间,B 取值 0.35[15]。

重力调整系数 C 反映了采场面产状对采场矿岩稳定性的影响,需考虑重力对采场暴露表面崩落、边帮滑落等稳定性的影响,关系式如下:

$$C=8-6\cos\theta \tag{2}$$

式中,θ 为回采工作面的倾角。

岩体质量指标由下式计算得出。

$$Q=\frac{RQD}{J_n}\times\frac{J_r}{J_a} \tag{3}$$

式中:RQD 为岩石质量指标;J_n 为节理组数;J_r 为节理系数;J_a 为节理蚀变系数。结合刘塘坊铁矿现有资料,获得岩石 RMR 值为 54,由 $RMR=9\ln Q+44$,计算获得顶柱 Q 值为 3.04。

将计算所得 N 值代入下式,计算得到稳定水力半径和崩落水力半径[17]。

$$R_1=e^{\frac{\ln N+1.589\,7}{1.819\,5}} \tag{4}$$

$$R_2=e^{\frac{\ln N+6.933\,8}{1.819\,5}} \tag{5}$$

式中:R_1 为稳定水力半径;R_2 为崩落水力半径。

真实水力半径值为真实暴露面积除以真实暴露周长,结合现场实际情况,可获得采场矿石顶柱的真实水力半径计算公式:

$$R_3=\frac{a\times b}{2(a+b)} \tag{6}$$

式中:R_3 为顶柱的真实水力半径;a 为顶板暴露长度(进路长度);b 为顶板暴露宽度(进路宽度)。

根据现场实测数据与当前设计,进路宽度一般为 6 m。根据式(6)计算可知,进路允许最大长度为 30 m。以上分析可以为进一步的数值模拟提供理论依据。

3 基于数值模拟的回采方案优选

根据前文顶柱安全厚度理论计算和采场最大暴露面积分析,设计顶柱回采方案,采用 FLAC3D 数

值模拟软件分析不同方案下采场稳定性，最终优选获得合理可行的回采方案和采场结构参数。

3.1　顶柱回采方案

根据刘塘坊铁矿矿体赋存形态与现场经验，顶柱回采采用进路开采与中深孔爆破相结合的方案。根据现行设计方案，中深孔爆破开采方式及参数不做更改，矿房为沿脉走向，矿房长度和间柱宽度分别为 30 m 和 16 m。采空区下压覆矿体采用沿脉走向和穿脉走向两种方案。方案 A 为穿脉进路开采，取消矿房间柱，进路宽 6 m、长 30 m、高 6 m，进路间柱宽度分布设为 3 m(A-1)、4 m(A-2)和 5 m(A-3)，开采顺序为由南向北“隔一采一”。方案 B 为沿脉双进路开采，矿房间柱为 9 m，进路宽 6 m、长 30 m、高 6 m，进路 1 和进路 2 开采顺序为由东向西“隔一采一”，进路间柱宽度分别设为 3 m(B-1)和 4 m (B-2)。两种方案中进路开采与中深孔爆破矿房均留设 5 m 宽间柱。充填体灰砂比为 1∶13，强度为 2 MPa。

3.2　FLAC3D 数值模型

开采后的应力影响范围为开采长度的 3～5 倍，结合研究区域矿体尺寸，整个模型尺寸：$X\times Y\times Z=$ 600 m× 600 m×300 m。重点研究区域加密网格划分，模型共计 578 632 个网格，如图 2 所示。根据现场调研确定刘塘坊铁矿围岩质量分级，结合矿岩力学性质试验测试，采用 Hoek-Brown 准则[18-19]对铁矿石、围岩和充填体力学参数进行折减，结果见表 2。

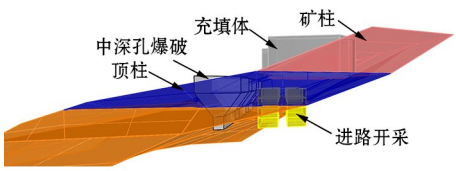


图 2　数值模拟三维开采模型

Fig.2　Numerical simulation of 3D mining model

表 2　矿岩物理力学参数数值模拟取值

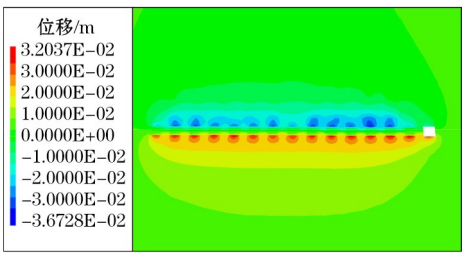
Fig.2　Numerical simulation values of physical and mechanical parameters of ore and rock masses

名称	密度 ρ/(kg/m³)	弹性模量 E/GPa	泊松比 υ	黏聚力 c/MPa	内摩擦角 φ/(°)	抗拉强度 σ_t/MPa
磁铁矿	3 130	3.49	0.183	2.14	38.04	0.713
片麻岩	2 840	4.69	0.144	2.48	34.37	0.804
充填体	2 330	0.56	0.240	0.18	30.03	0.100

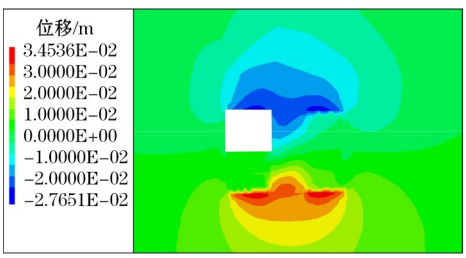
3.3　数值模拟结果分析

3.3.1　位移变化规律分析

顶板位移沉降值是衡量采场稳定性的重要指标。当位移值过大时，采场可能发生顶板冒落、垮塌等风险。图 3 以方案 A-2 和 B-2 为例，给出了采场位移云图模拟结果。由图 3 可以看出，进路回采后，采场最大沉降和最大隆起处分别为顶板和底板中部。



(a) 方案 A-2

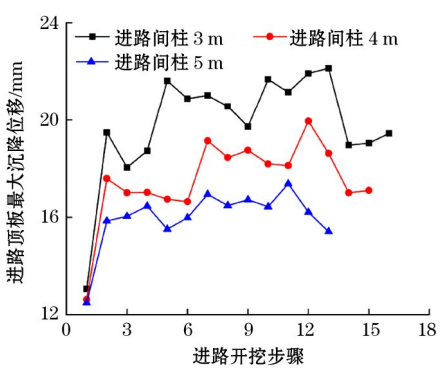


(b) 方案 B-2

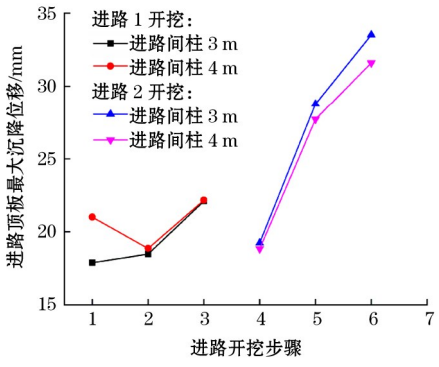
图 3　采场位移云图

Fig.3　Displacement nephograms of the stope

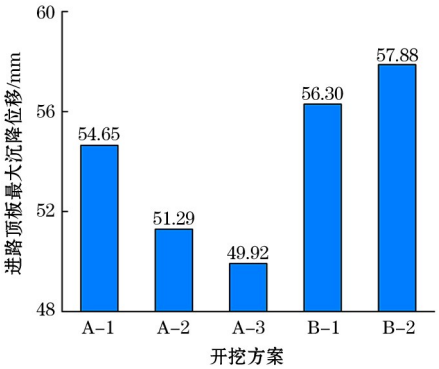
不同开采方案下采场沉降量的变化情况见图 4。从图 4(a)可以看出，穿脉进路开采时，由于顶柱上覆充填体分布不均匀，顶板沉降随进路开挖的进行先增大后趋于稳定。进路间柱宽度分别为 3 m、4 m、5 m 时，顶板沉降量分别稳定在 16 mm、18 mm、20 mm 左右。从图 4(b)可以看出，穿脉进路 1 开采时，顶板沉降基本低于 21 mm；穿脉进路 2 开采时，顶板沉降受到进路 1 采空区的影响大幅增加，顶板最大沉降可达 33.52 mm，整体沉降高于穿脉进路 1。从图 4(c)可以看出，沿脉双进路开采后，中深孔爆破采区顶板最大沉降最低为 56.3 mm，其对顶板沉降的影响比穿脉开采更为明显。由此可见，穿脉进路开采对顶板沉降影响更小，且进路间柱越宽，顶柱稳定性越好。



(a) 不同进路间柱宽度下穿脉开采顶板沉降量



(b) 不同进路间柱宽度下沿脉开采顶板沉降量



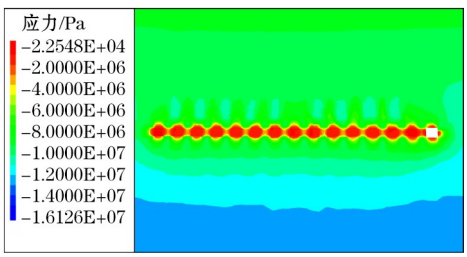
(c) 不同开采方案下中深孔爆破开采顶板沉降量

图 4 不同开采方案下采场沉降量

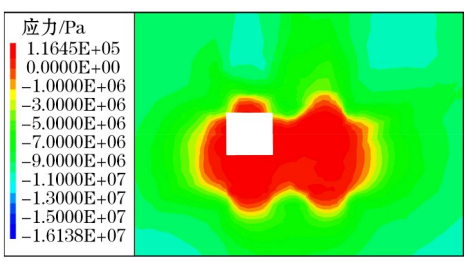
Fig.4 Stope settlement under different mining schemes

3.3.2 应力变化规律分析

最大主应力场是指岩体内部各点最大主应力的分布,反映了岩体最大的压应力或拉应力情况,对评估岩体结构的稳定性和安全性具有重要意义。图 5 以方案 A-2 和 B-2 为例给出了最大主应力云图模拟结果。



(a) 方案 A-2

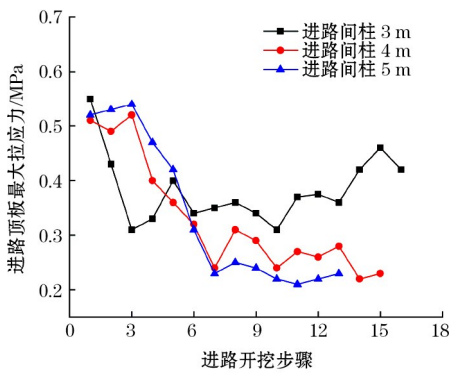


(b) 方案 B-2

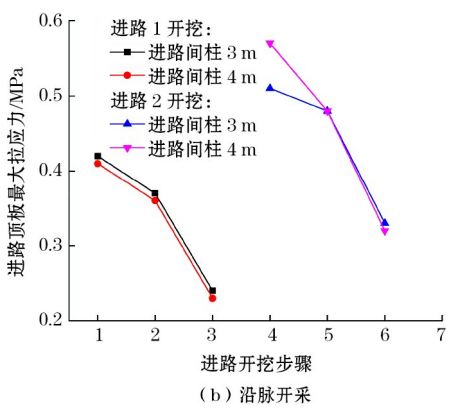
图 5 最大主应力云图

Fig.5 Nephograms of the maximum principal stress

图 6(a)和图 6(b)分别给出了不同进路间柱宽度下穿脉开采和沿脉开采进路顶板最大拉应力。由图 6(a)可以看出,穿脉进路开采时,前 6 条进路开挖时由于应力重新分布,顶板最大拉应力逐渐降低并趋于稳定。进路间柱为 3 m、4 m 和 5 m 时,顶板最大拉应力分别稳定与 0.36 MPa、0.27 MPa 和 0.23 MPa 左右。沿脉开采时,进路 2 开挖过程明显受到进路 1 开挖的影响,顶板最大拉应力范围为 0.32～0.57 MPa。整体来看,穿脉进路开采和沿脉进路开采过程中顶板最大拉应力值均低于矿石抗拉强度(0.713 MPa),在开挖过程中采场失稳的风险较低。然而,穿脉开采过程中顶板拉应力显著低于沿脉开采,安全性更高。



(a) 穿脉开采



(b) 沿脉开采

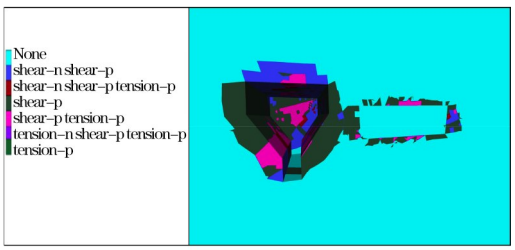
图 6 不同开采方案下进路顶板最大拉应力

Fig.6 The maximum tensile stress of drift roof under different mining schemes

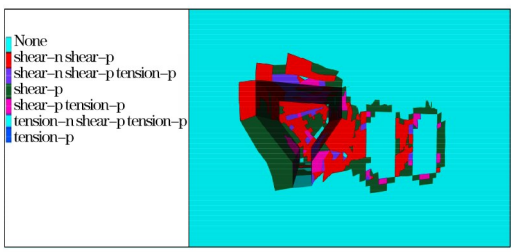
3.3.3 塑性区变化规律分析

开挖后采场顶板及围岩位移超过矿岩抗拉强度及抗压强度时,将发生塑性破坏,产生垮塌、片帮等现象。图 7(a)和图 7(b)以方案 A-2 和 B-2 为例,给出了中深孔爆破开挖后的塑性区分布,其中 shear-n 和 tension-n 分别表示岩体的剪切破坏与拉伸破坏。

从图 7(a)可以看出，穿脉进路开采对中深孔爆破开采的影响较弱，采场仅在顶板中部和侧帮出现了少量塑性分布区，采场整体稳定性良好。从图 7(b)可以看出，沿脉进路开采对中深孔爆破采区稳定性的影响显著，间柱及顶板处出现塑性区贯通现象，表明该开采方式下间柱应力集中明显，容易在开挖过程中产生片帮等风险。



(a) 方案 A-2



(b) 方案 B-2

图 7　中深孔爆破开挖塑性区分布云图

Fig.7　Distribution nephograms of plastic zone in medium-deep hole blasting excavation

3.4　回采方案优选

回采方案及采场参数优选是在满足采场稳定性的前提下，选择经济效益最大化的方案。针对刘塘坊铁矿上覆分级尾砂充填体下顶柱回采，顶板沉降、拉应力、塑性区是评估采场稳定性的重要指标，顶柱矿石回采量、回采率和贫化率是主要的经济指标。根据探矿结果可知，刘塘坊铁矿－500 m 中段顶柱资源总量约 45.56 万 t，方案 A-1、方案 A-2、方案 A-3、方案 B-1 和方案 B-2 可回采矿石量分别为 15.27，14.58，13.73，14.57，14.39 万 t。图 8 给出了不同方案下顶柱的回采率和贫化率。从前文研究可知，虽然沿脉进路和穿脉进路开采均能保障安全，但沿脉开采受到上下盘构造应力的影响，开采过程中的顶板沉降、拉应力及塑性区均略大于穿脉开采。此外，不同方案下矿石回采率在 31%～33%之间，但方案 B 的贫化率普遍高于方案 A，方案 A 的贫化率相差不大。

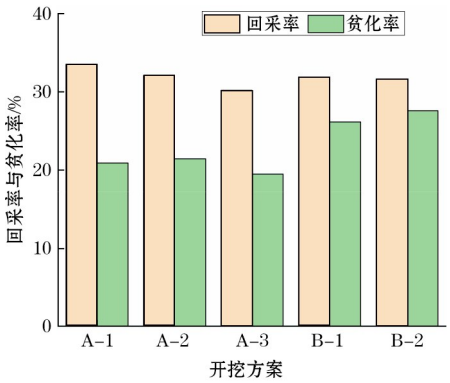


图 8　不同回采方案下顶柱矿石回采率和贫化率

Fig.8　Ore mining rate and dilution rate of top pillar under different mining schemes

综上所述，方案 A 的安全性和经济效益整体优于方案 B，考虑到方案 A 整体的经济效益受进路间柱的影响较小，而方案 A 的回采安全性受进路间柱影响较为显著。最终优选出回采稳定性较高、经济效益较好的方案为 A-2，即穿脉进路回采(进路间柱 4 m)与中深孔爆破相结合的方案。综合刘塘坊铁矿其他两部分留设顶柱资源，采用该方案预计可回采矿石总量约 48 万 t，可保障生产的安全稳定过渡。

4　结论

(1) 采用改进后的古典杨森理论计算得出，顶柱上覆尾砂充填体产生的均布荷载值为 0.32 MPa。通过厚跨比法、荷载传递线交汇法、普氏拱法理论计算，认为当进路宽度为 6 m 时，10 m 的厚顶柱最大可开采厚度为 5.1 m，最低留设厚度为 4.9 m。

(2) 基于 Mathews 稳定图法、岩石力学试验及现场调研数据，对刘塘坊铁矿采场稳定性进行分析，确定了采场最大暴露面积。结果表明，当矿房跨度为 6 m 时，矿房长度不超过 30 m。

(3) 根据 FLAC3D 数值模拟结果，在穿脉进路开采方案下，采场顶板沉降值、最大拉应力值、塑性区范围均小于穿脉进路开采，采场发现顶板冒落、片帮的风险更低。此外，沿脉进路开采的矿石贫化率约为 27%，高于穿脉进路开采。

(4) 最终优选的顶柱回采方案为，中深孔爆破与穿脉进路联合开采，进路参数为：宽 6 m、高 6 m、长 30 m，间柱 4 m。按照上述方案开采，预计可回采矿石总量约为 48 万 t。

参考文献(References):

[1] 刘慧,赵丽军,郝显福,等.复杂开采环境下残矿回收方案研究与实践[J].金属矿山,2020(3):28-35.
LIU Hui, ZHAO Lijun, HAO Xianfu, et al. Study and practice on recovery scheme of residual ores in complex mining environment[J]. Metal Mine,2020(3):28-35.

[2] 任高峰,郑印,徐海波,等.缓倾斜中厚磷矿残矿资源二次开采与采空区稳定性研究[J].矿业研究与开发,2023,43(10):6-14.
REN Gaofeng, ZHENG Yin, XU Haibo, et al. Study on secondary mining of residual ore resources and goaf stability in gently inclined medium thick phosphate mine[J]. Mining Research and Development,2023,43(10):6-14.

[3] 董凯程,陈何,崔松.近地表采空区处理及残矿开采技术研究与应用[J].有色金属(矿山部分),2020,72(3):7-11.
DONG Kaicheng, CHEN He, CUI Song. Research and application of near-surface gob area treatment and residuaore stoping technology [J]. Nonferrous Metals (Mining Section),2020,72(3):7-11.

[4] 闫至开,徐贞社,薛田喜,等.松散尾砂充填体下无预留护顶层的顶柱回采方法[J].矿业研究与开发,2023,43(8):7-12.
YAN Zhikai, XU Zhenshe, XUE Tianxi, et al. Study on roof pillar recovery method without retaining the protective roof layer under loose tailings filling body [J]. Mining Research and Development,2023,43(8):7-12.

[5] 原绅师,聂兴信,远洋,等.赋存于软弱围岩下残矿回采方案优选[J].金属矿山,2024(8):10-18.
YUAN Shenshi, NIE Xingxin, YUAN Yang, et al. Optimization of residual ore mining scheme under weak surrounding rock[J]. Metal Mine,2024(8):10-18.

[6] 薛田喜,闫至开,蒋翔,等.松散尾砂充填体下小进路式充填回采顶柱工艺研究[J].金属矿山,2023(6):85-89.
XUE Tianxi, YAN Zhikai, JIANG Xiang, et al. Small drift filling for the recovery of roof pillars under the loose tailing filling body[J]. Metal Mine,2023(6):85-89.

[7] 贾瀚文,周亚博,刘龙,等.阿尔哈达铅锌矿 728 m 中段采空区顶柱回收方案研究[J].金属矿山,2018(1):42-46.
JIA Hanwen, ZHOU Yabo, LIU Long, et al. Research of mining method for recovering cap pillar of goaf at 728 m level in A'erhada Pb-Zn Mine[J]. Metal Mine, 2018(1): 42-46.

[8] 胡勇,王维,孙德胜,等.三鑫金铜矿深部中段顶柱回采稳定性分析[J].黄金,2018,39(10):42-47.
HU Yong, WANG Wei, SUN Desheng, et al. Analysis on the stability of crown pillar extraction in deep levels of Sanxin Gold-Copper Mine[J]. Gold,2018,39(10):42-47.

[9] 周可,张聪瑞,帅金山,等.复杂充填体下残矿回采方案优化研究[J].金属矿山,2017(12):14-20.
ZHOU Ke, ZHANG Congrui, SHUAI Jinshan, et al. Optimization study of mining scheme for the residual ore body under the complex back-fill[J]. Metal Mine,2017(12): 14-20.

[10] 廖伟成,刘波,张耀平,等.充填体下水平矿柱回采方案研究[J].金属矿山,2015(5):61-65.
LIAO Weicheng, LIU Bo, ZHANG Yaoping, et al. Study on stoping scheme of horizontal pillars under the back-fill [J]. Metal Mine,2015(5):61-65.

[11] 陆玉根,徐艳方,钱正乾,等.含水充填体下采场矿体安全回采技术研究[J].中国矿业,2024,33(增刊 2):289-295.
LU Yugen, XU Yanfang, QIAN Zhengqian, et al. Research on safety mining technology of stope ore body below water filling body[J]. China Mining Magazine,2024,33(Suppl.2): 289-295.

[12] 陈林,刘振平.基于厚板与散体理论的充填体下倾斜矿体开采顶板安全厚度研究[J].水利水电技术(中英文),2025(4):241-252.
CHEN Lin, LIU Zhenping. Study on the safety thickness of roof in mining of inclined orebody underfilling based on the theory of thick plate and loose body[J]. Water Resources and Hydropower Engineering,2025(4):241-252.

[13] 许宏图,苏凤波,李敏,等.白音诺尔铅锌矿下向中深孔分段空场采矿法稳定性分析[J].中国矿山工程,2024,53(3):49-59.
XU Hongtu, SU Fengbo, LI Min, et al. Stability analysis of downward medium-deepsublevel open-stoping method in Baiyinuoer Lead-Zinc Mine[J]. China Mine Engineering, 2024,53(3):49-59.

[14] 郝显福,赵丽军,刘慧,等.岩爆倾向条件下阶段空场胶结充填采矿法采场结构参数确定及应用[J].黄金,2019,40(6):43-48.
HAO Xianfu, ZHAO Lijun, LIU Hui, et al. Determination of stope structure parameters of bench open stoping with subsequent cemented backfill in rock-burst tendency and its application[J].Gold,2019,40(6):43-48.

[15] 石国华,白银,石广斌.刘塘坊铁矿 3# 矿体下盘深部脉外巷道围岩剥落原因分析及处理措施[J].矿业工程,2021,19(4):7-10.
SHI Guohua, BAI Yin, SHI Guangbin, et al. Reason analysis and treatment measures for peeling-off of surrounding rock around the outside tunnel of deep vein of lower plate at Liutangfang Iron Ore 3# mineral body[J]. Mining Engineering,2021,19(4):7-10.

[16] 郭进平,晏承园,张雯,等.分段矿房嗣后充填采矿采场结构参数优化研究[J].矿业研究与开发,2021,41(10):1-7.

GUO Jinping, YAN Chengyuan, ZHANG Wen, et al. Optimization study on stope structure parameters of sublevel open stoping with backfill [J]. Mining Research and Development,2021,41(10):1-7.

[17] 王易寒,林开汕,陈庆发,等.基于 Reissner 厚板理论与 Mathews 稳定图的空场采矿法采场结构优化研究[J].采矿技术,2024,24(3):19-25.
WANG Yihan, LIN Kaishan, CHEN Qingfa, et al. Research on optimization of mining site structure in empty field mining method based onreissner thick plate theory and mathews stability diagram[J]. Mining Technology,2024,24(3):19-25.

[18] 武恒,郑怀昌,张晓君,等.基于霍克布朗准则的采空区可靠度分析[J].山东理工大学学报(自然科学版),2017,31(4):5-8.
WU Heng, ZHENG Huaichang, ZHANG Xiaojun, et al. The analysis of goaf stability based on the Hoek-Brown criterion[J]. Journal of Shandong University of Technology (Natural Science Edition),2017,31(4):5-8.

[19] 解联库,杨小聪,刘庆林,等.基于霍克-布朗破坏准则的采场空区稳定性分析[J].有色金属,2008(3):109-111.
XIE Lianku, YANG Xiaocong, LIU Qinglin, et al. Stability analysis of stope goaf based on Hoek-Brown failure criterion [J]. Nonferrous Metals Engineering,2008(3):109-111.