某铜金矿上向进路充填采矿法采场结构参数及多层协同回采顺序优化*

杨宁[1,2],尹贤刚[1],刘奇[1,2],林元生[1,2]

(1.长沙矿山研究院有限责任公司, 湖南 长沙 410012;
2.国家金属采矿工程技术研究中心, 湖南 长沙 410012)

摘要:为了实现某铜金矿一采区破碎矿岩条件下资源的安全高效开采,采用数值模拟对上向进路充填采矿法的进路断面参数、盘区回采间距、多层协同回采间距等工艺进行优化,并通过现场工业试验验证上向进路充填采矿采矿法工艺优化结果的可行性。研究结果表明:顶板介质不同,进路宽度改变对顶板的影响存在差异,确定进路断面的尺寸为5 m×5 m,多层协同回采的层间距不小于20 m,并在盘区内实行隔三采一的进路回采方案,即盘区内同时回采的进路之间的间距为15 m。将优化后的工艺参数应用于工业试验,实现不稳固矿岩条件下的安全高效经济开采,表明优化后的工艺参数应用于该矿一采区是可行的。

关键词:上向进路充填采矿法;不稳固矿岩;参数优化;顶板介质;多层协同回采;数值模拟

中图分类号:TD853.34 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)05-0011-10

Optimization of Stope Structure Parameters and Multi-Layer Collaborative Mining Sequence of Upward Drift Filling Mining Method in a Copper-Gold Mine

Yang Ning[1,2], *Yin Xian'gang*[1], *Liu Qi*[1,2], *Lin Yuansheng*[1,2]

(1.Changsha Institute of Mining Research Co., Ltd., Changsha, Hunan 410012, China;
2.State Key Laboratory of Safety Technology of Metal Mine, Changsha, Hunan 410012, China)

Abstract: To achieve the safe and efficient mining of resources under fractured ore-rock conditions in the first mining area of a copper-gold mine, numerical simulation was used to optimize the process parameters of the drift section, the mining spacing of the panel, and the multi-layer collaborative mining interval of the upward drift filling mining method. The feasibility of the optimized parameters was verified through the field industrial test. The results show that the influence of drift width variation on the roof differs for different roof media. The drift section dimensions are determined to be 5 m×5 m, and the interlayer spacing of multi-layer collaborative mining should be not less than 20 m. A "mining one drift after every three drifts" scheme is implemented in the panel area, i.e., the spacing between simultaneously mined drifts in the panel is 15 m. The optimized process parameters were applied to the field industrial test, achieving safe, efficient, and economical mining under unstable ore and rock conditions, indicating that the optimized process parameters are feasible applied to the first mining area of the mine.

Key words: Upward drift filling mining method, Unstable ore and rock, Parameter optimization, Roof medium, Multi-layer collaborative mining, Numerical simulation

0 引言

上向进路充填采矿法通常被用于开采矿岩破碎、岩体强度低或者节理发育的金属矿体[1-3],但考虑到回采过程中的安全问题,往往会设计偏小的采场结构参数,导致回采效率低和成本高。因此,经过大量研究人员的探索与实践,采用工程类比法[4]、理论分析法[5]、相似模拟试验法[6-7]、数值模拟法[8-10]和综合评价法[11-13]等方法来实现采场结构参数优化,以保证回采过程中的安全和生产效率。罗来和等[14]利用FLAC3D数值模拟方法优选出适合矿区进路开采的采场结构参数。韩建文等[15]根据模拟分析结果得到相关规律并用于判断进路空区的稳定性,进而确定了进路回采参数。尚雪义等[16]建立进路薄"板"力学模型,采用了理论-模拟-试验相互验证的方法,提出了在回采极破碎矿体时应采用小宽

* **收稿日期**:2025-03-14
作者简介:杨宁(1992—),男,宁夏中卫人,硕士,高级工程师,主要从事采矿工程技术研究。E-mail:34040682@qq.com
通信作者:林元生(1998—),男,江西赣州人,硕士,助理工程师,主要从事采矿工程技术研究。E-mail:474847941@qq.com

度、大高度的进路断面。Guo Qifeng 等[17]利用模糊综合评价法,从多角度构建评价指标,并对不同采场结构参数进行排序,获得能满足安全生产、高效产能和经济效益最优的采场结构参数。胡建华等[18]利用数值模拟方法开展正交试验,并建立采场结构参数的综合评价模型,通过综合评判对采场结构参数进行优选。合理的回采顺序在矿山安全达产方面也有着不可忽视的作用[19-20],张泽裕等[21]、程崇强等[22]采用数值模拟方法优化矿山回采顺序,为矿山安全达产提供重要的指导价值。

资源赋存的地质条件多样,影响资源安全高效回收的因素复杂,尽管众多研究者针对采场结构参数、回采顺序等方面开展了大量的研究和工程实践,但劣质矿岩条件下的资源安全高效开采依旧存在优化空间。因此,有必要对矿山实际情况进行深入且全面的研究。鉴于此,本文针对某铜金矿不稳固矿岩区域开展采场结构参数以及多层协同回采顺序优化研究,并将研究结果应用于矿山现场进行工业试验,为矿山不稳固矿岩区域的资源安全高效开采提供技术支撑。

1 工程概况

某铜金矿的矿体赋存于下部安山岩中,属于隐伏矿体,呈不规则的椭球体状,向下部规模逐渐缩小并呈现分支状。该矿体赋存于-20～-460 m 之间,产状近直立。走向延伸约为 300 m,水平宽度达 260 m,垂直发育深度约 440 m。根据开采规划,将矿体自上而下分为 3 个采区,本次重点研究的一采区位于矿床浅部,工程勘察揭示该区域存在多条断层和破碎带。基于 RQD 评估得出该区域内的岩体质量分级以Ⅲ级(偏差)至Ⅳ级(差)岩体为主,整体完整性中等偏差。因此,根据矿岩条件初步选择上向进路充填采矿法和下向进路充填采矿法作为一采区的采矿方法[23]。

就回采安全性而言,上向进路充填采矿法优势显著,能够保障回采作业的安全,极大程度降低安全风险。从成本角度剖析,该方法采矿成本明显低于下向进路充填采矿法;在回采工艺方面,上向进路充填采矿法复杂程度更低,操作更为便捷,在转层这一关键环节也展现出容易操作的特点,能有效提升回采效率。综合考虑技术经济指标的优劣、对矿岩条件的适应能力、生产效率、产能以及工艺复杂程度等多方面的因素,一采区主要选择上向进路充填采矿法开采,保障开采效益最大化。

2 上向进路充填采矿法断面参数优化

2.1 数值模型建立

采用有限元模拟软件 FLAC 建立三维数值模型,模型 x 方向 1 600 m、y 方向 1 200 m、z 方向约 1 200 m,如图 1 所示。由于模拟范围较大,经有限元网格划分后,共生成约 93 万个计算单元。通过采用从外围到核心区逐渐加密网格的策略,实现网格密度的梯度过渡,核心区域采用精细离散化处理,外围区域逐步过渡为稀疏网格。所应用的岩体力学参数及充填体力学参数见表 1。

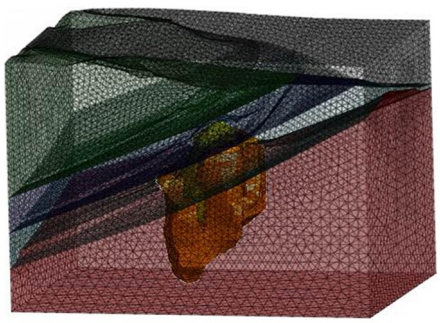


图 1 三维数值模型

Fig.1 Three-dimensional numerical model

表 1 岩体与充填体的力学参数[24]

Table 1 Mechanical parameters of rock and backfilling[24]

材料名称	抗压强度/MPa	抗拉强度/MPa	弹性模量/GPa	泊松比	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)
中新世沉积层	2.97	0.18	6.48	0.27	3.20	25.1
砂岩砾岩	6.40	0.17	12.97	0.23	4.40	37.5
泥灰岩	2.83	0.18	8.88	0.33	1.48	30.1
上部安山岩	7.28	0.33	14.25	0.30	4.16	33.2
下部安山岩(矿体)	7.64	0.32	12.99	0.37	5.13	31.9
下部未蚀化安山岩	11.24	0.52	17.78	0.29	6.17	33.5
充填体	5.00	0.30	6.00	0.18	4.20	38.9

2.2 进路断面参数确定

2.2.1 断面参数方案

采场稳定性与采场结构参数关系密切,为了维护采场的稳定性、保障生产安全,首先需要对采场结构参数进行优化。采场的稳定性主要由其顶板和侧帮决定,进路法开采的采场通常高度较小,且侧帮多为直立状,由 Mathews 图解法可知,侧帮的稳定性优于顶板,故顶板稳定与否将是进路法采场能否自稳的关键。根据一采区采场初期规划的回采顺序,采场顶板介质会出现原岩和充填体两种情况,顶板

介质不同,其稳定性状况会有所区别,因此,本次断面参数优化模拟充分考虑了不同顶板介质对进路采场稳定性的影响。盘区进路采用隔三采一方案,一个盘区的回采周期分 8 个步骤,在特定围岩环境与力学边界条件下,进路式采场结构的稳定性主要控制因素为采场跨度。因此,充分考虑矿山开采稳定性要求和研究的实际需要,选择进路断面参数方案开展优化研究,方案设置见表 2。

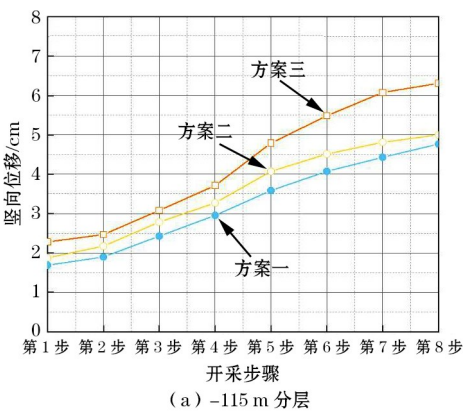
表 2 进路断面尺寸优化模拟方案

Table 2 Simulation schemes for optimization of cross-section size of drift

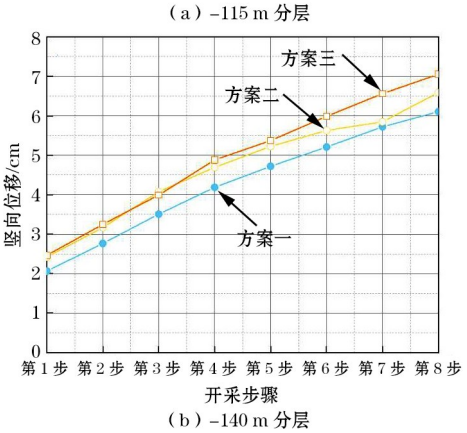
方案	断面尺寸/m	数值模拟范围	顶板介质
方案一	4×5	−115 m 分层	原岩
		−140 m 分层	充填体
方案二	5×5	−115 m 分层	原岩
		−140 m 分层	充填体
方案三	6×5	−115 m 分层	原岩
		−140 m 分层	充填体

2.2.2 断面参数模拟结果分析

采场最大竖向位移变化趋势如图 2 所示,各步骤开采后竖向位移增量的变化如图 3 所示。



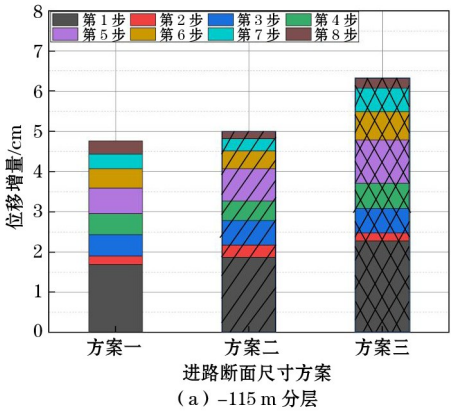
(a) −115 m 分层



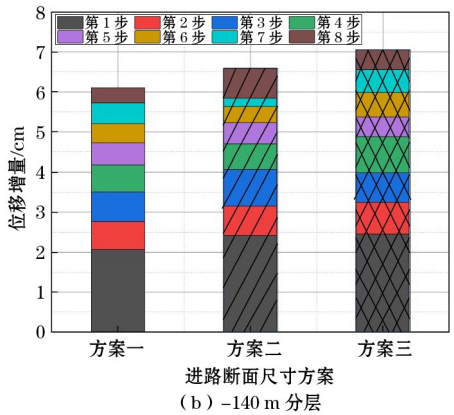
(b) −140 m 分层

图 2 不同进路断面参数采场最大竖向位移变化趋势

Fig.2 Variation trends of maximum vertical displacement of stopes with different cross-section parameters of drift



(a) −115 m 分层



(b) −140 m 分层

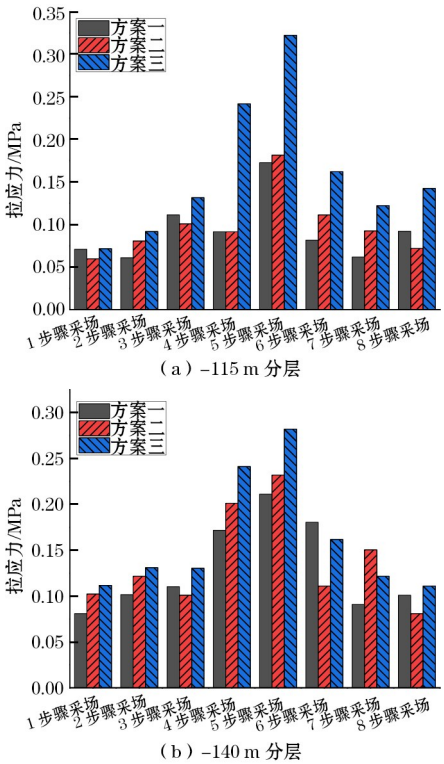
图 3 不同进路断面参数采场各步骤开采的采场位移增量

Fig.3 Displacement increments of stopes with different cross-section parameters of drift at each mining step

开采−115 m 分层时,方案一与方案二的竖向位移变化曲线相距很近,每一开采步骤的位移增量较小,而方案三的竖向位移增量在采场推进至第 5 步骤后,明显大于方案一和方案二,使得方案三的位移曲线在第 5 步骤开采后与方案一和方案二开始呈现分离趋势。开采−140 m 分层时,3 个方案的竖向位移变化曲线相距较小,采场宽度从 4 m 增加至 6 m,竖向位移增量并未出现陡增。3 个方案相比,几乎每一开采步骤的位移增量都十分稳定,使得 3 个方案的竖向位移曲线变化趋势一致,出现这一现象的原因可认为是采场围岩由原岩逐渐转为充填体时,顶板性质更加一致,使得顶板各部位位移变化趋势基本相同,位移曲线呈现出相同的变化趋势。从位移视角进行分析,在拟定的 3 个进路断面宽度方案中,各采场位移情况并没有太过显著的差异。不过,其总体变化走向呈现出一种规律:进路宽度越宽,相应产生的位移量越大。减小进路宽度有利于提高采场的稳定性,这与文献[16]中提出的进路尺寸“小宽度、大高度”的思路相符合。因此,从位移角度,确定进路断面尺寸不大于 5 m×5 m 为宜。

岩体的抗压能力远远超过其抗拉能力。相对来说,承受压力不易破坏,但受拉易发生变形破裂,故

受拉破坏是岩体的主要破坏形式之一。不同顶板介质下进路开采后采场拉应力变化如图 4 所示。



(a) -115 m 分层

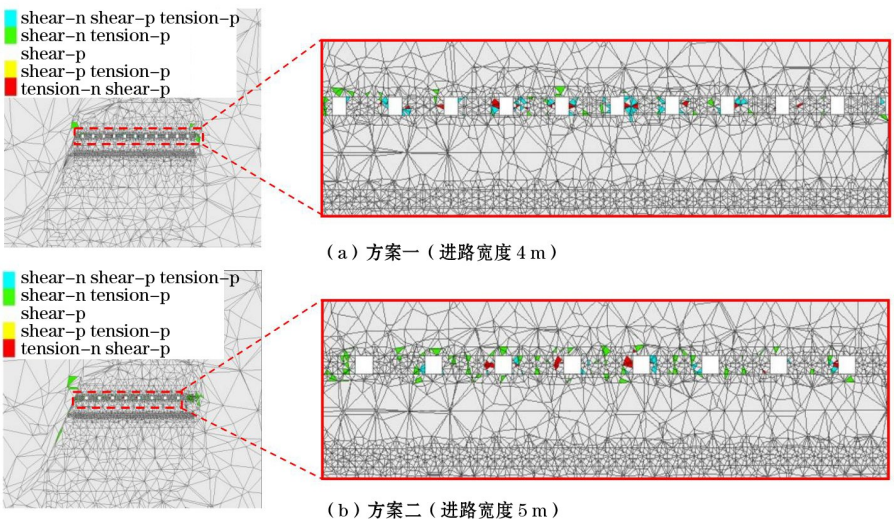
(b) -140 m 分层

图 4 －115 m 分层和－140 m 分层各步骤开采后的采场顶板拉应力变化

Fig.4 Tensile stresses variation in stope roof at －115 m and －140 m sub-level after each mining step

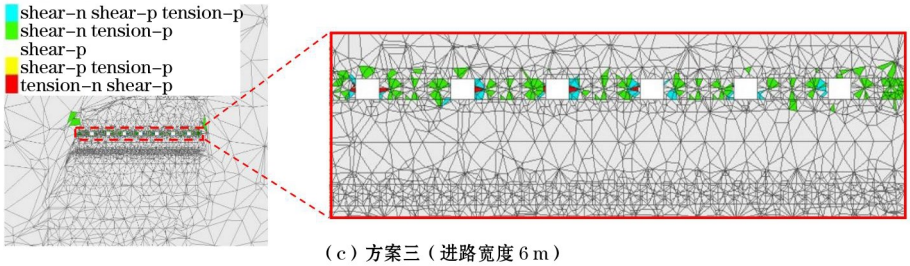
在开采－140 m 分层时,其上方分层均已完成充填流程,因此－140 m 分层的顶板是高强度充填体,这与－115 m 分层开采时的顶板条件截然不同。－140 m 分层回采过程中,3 个方案的采场最大主应力值相差很小,仅差 0.07 MPa,与－115 m 分层开采时各方案采场的最大主应力差值相比,差值降低了 50%,可见,在材料参数差别较大的两种不同顶板介质,开采诱发的应力变化存在显著的差异。在第 4、第 5 步骤开采时,原岩条件下方案三的顶板拉应力急剧增大,而充填体条件下 3 个方案的顶板拉应力随着回采步骤推进其变化较为平缓,这意味着高强度充填体相较于质量较差的原岩条件下开采时采场顶板更加稳定,拉应力不会急剧增大,在充填材料拉应力强度允许范围内可以相较于原岩条件下适当增大进路宽度。

在应力作用下,模型中各个单元可能会发生剪切破坏或拉伸破坏,单元的塑性状态可反映岩体的稳定程度。－115 m 分层不同进路宽度下采场开采完毕后的塑性区分布情形如图 5 所示。由图 5 可以看出,当矿体被开采后,塑性破坏单元集中分布在开挖空间的周边地带,并且随着与采场之间距离的逐步增大,塑性破坏的单元数量也逐渐减少,这充分表明距离采场越远,岩体受开采活动的影响越小,稳定性越高。在对－115 m 分层矿体进行开采时,对比 4 m 宽和 5 m 宽的进路采场可以发现,两种宽度的进路采场其围岩中的塑性单元数量和分布范围都近乎一致。仅仅在各自开采空间的邻近区域出现有少量零星分布的剪切或拉伸破坏单元,这些破坏单元主要集中于采场的顶板部位以及侧帮区域。然而,一旦把开采宽度加大到 6 m,情况便截然不同。此时塑性区展现出明显的扩张态势,出现塑性单元成片聚集的形态,遭受破坏的单元数量大幅增加,塑性区影响范围显著增大,远远超过 4 m 宽进路和 5 m 宽进路两种方案的塑性区范围。各方案中破坏单元数的占比如图 6 所示。需要着重指出的是,围岩塑性区的演变过程能够作为衡量采场稳定性变差的核心标志。特别是当塑性区呈现出连片贯通的趋势时,意味着围岩承载能力将会遭遇系统性的削弱。



(a) 方案一(进路宽度 4 m)

(b) 方案二(进路宽度 5 m)



(c) 方案三(进路宽度 6 m)

图 5 −115 m 不同宽度进路采场开采后的塑性区分布

Fig.5 Distribution of the plastic zone in mining areas after completion of mining at −115 m sub-level under different widths of drift

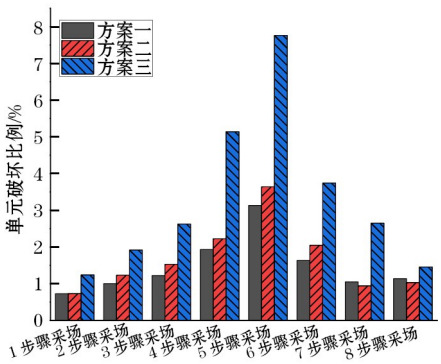


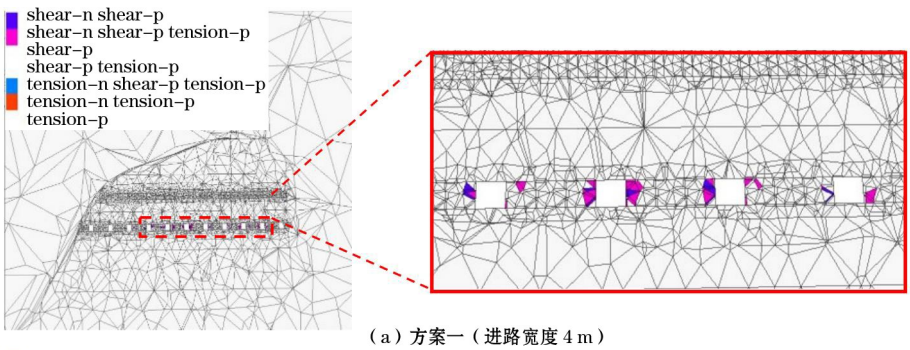
图 6 −115 m 分层各步骤采后各方案的破坏单元数占比

Fig.6 The proportion of damaged units after each mining step at −115 m sub-level for various schemes

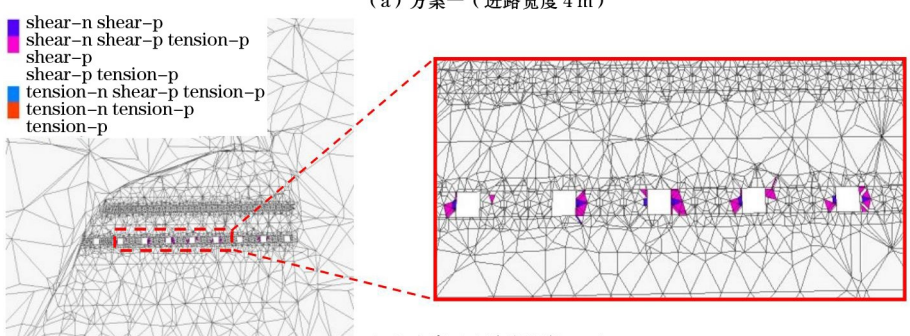
−140 m 分层为充填体下的开采分层,各方案采后塑性区分布如图 7 所示。由于顶板介质不同,其塑性区分布自然也与原岩下开采的采场不同,与−115 m 分层采后塑性区相比,−140 m 分层开采的 3 个方案之间差别甚微。

结合位移、应力和塑性区 3 个指标可知,该采区高强度充填体的各项性能指标均优于原岩,因此,在充填体下开采时适当增大进路宽度不会导致塑性单元破坏数量和范围出现剧增。在 3 个模拟方案中,塑性区分布趋于一致,各方案的采场破坏单元占比最大值分别为 2.7%、2.8%和 3.2%(见图 8),较之−115 m 分层,破坏单元大大减少。因此,高强度充填体下开采时,随着进路宽度减小,并不会明显地增强采场的稳定性。

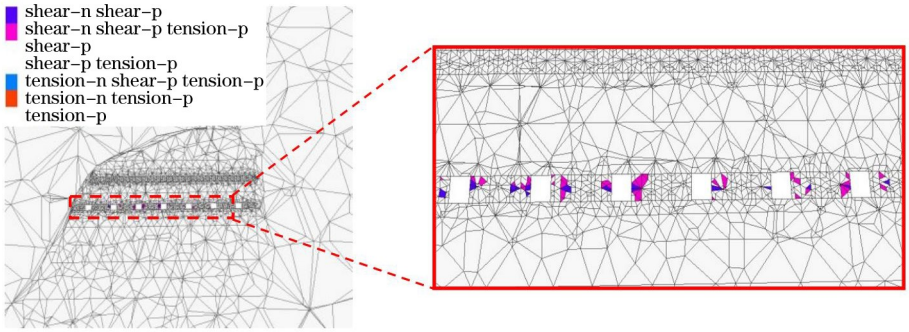
通过对不同顶板介质下进路开采的位移、应力以及塑性区分布的统计与分析,发现顶板介质为原岩的−115 m 分层,小宽度采场稳定性优势较为突出,兼顾安全及开采效率,确定原岩顶板下采场断面参数为 5 m×5 m。而−140 m 分层顶板介质为高强度充填体,高强度充填体下开采时适当增大进路宽度也能保证材料抗拉强度在允许范围,可以保持较好的稳定性,但是,为保证资源回收效率以及方便施工管理,确定一采区进路断面尺寸为 5 m×5 m。



(a) 方案一(进路宽度 4 m)



(b) 方案二(进路宽度 5 m)



(c) 方案三(进路宽度 6 m)

图 7 −140 m 分层不同宽度进路采场开采后的塑性区分布

Fig.7 Distribution of the plastic zone in mining areas after completion of mining at −140 m sub-level under different widths of drift

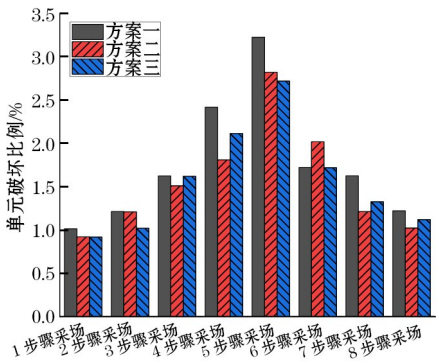


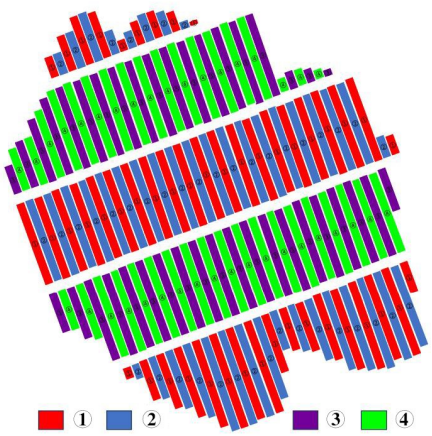
图 8 −140 m 分层各步骤采后各方案的破坏单元数占比

Fig.8 The proportion of damaged units after each mining step at −140 m sub-level for various schemes

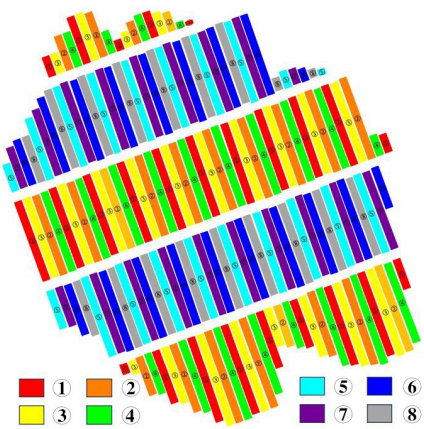
3 盘区回采间距及多层协同开采间距优化

3.1 盘区回采间距优化

实际生产过程中往往是多进路同时开采,再集中充填进路。但这样的回采步骤常在盘区内形成小间隔,充填前出现数量较多的非连续空区,如果相邻空区距离近,开挖后的应力集中叠加在间柱上[25],易造成采空区安全隐患。根据第 2 节中的进路断面参数优化研究结果,确定矿山原岩条件下开采的进路断面尺寸为 5 m×5 m。在此基础上进一步研究回采间距对采场稳定性的影响,为避免重复工作,将补充一组进路间隔一采一的方案,便于与第 2 节中的进路间隔三采一的方案进行对比,两个方案的进路回采顺序如图 9 所示(颜色标识见电子版)。模拟得到的顶板位移及拉应力结果见图 10 和图 11,由图 10 和图 11 可知,在进路宽度为 5 m 时,隔一采一方案形成的不连续空区导致的顶板竖向位移更大,且拉应力随着开采步骤的进行,顶板受到的拉应力不断增大。采用隔三采一方案回采时,顶板所受拉应力随着开采步骤的进行较为稳定且差异不大。从图 12 中可以看出,隔一采一方案进路周边塑性区已经贯通。由此可见,在盘区内采用隔三采一的回采方案更利于保障进路的稳定性,即同时回采进路之间的间距需要保持在 15 m 以上。



(a) 隔一采一回采方案



(b) 隔三采一回采方案

图 9 分层盘区内进路回采顺序示意

Fig.9 Schematic diagrams of the mining sequence within layered panels

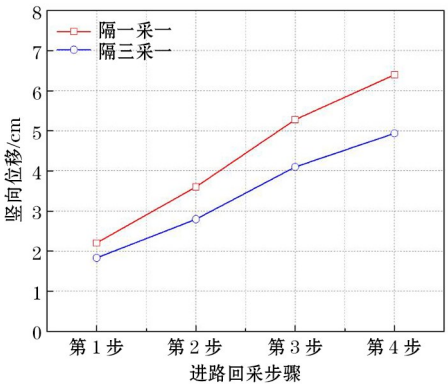


图 10 不同回采方案的采场顶板竖向位移对比

Fig.10 Comparison of vertical displacement of stope roof for different mining schemes

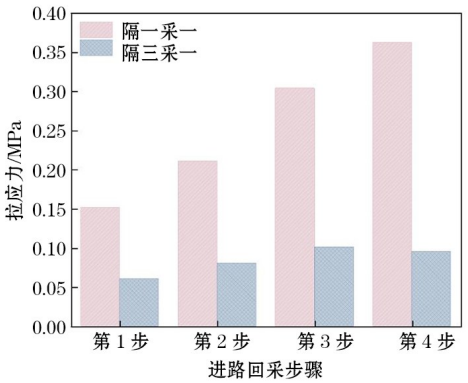
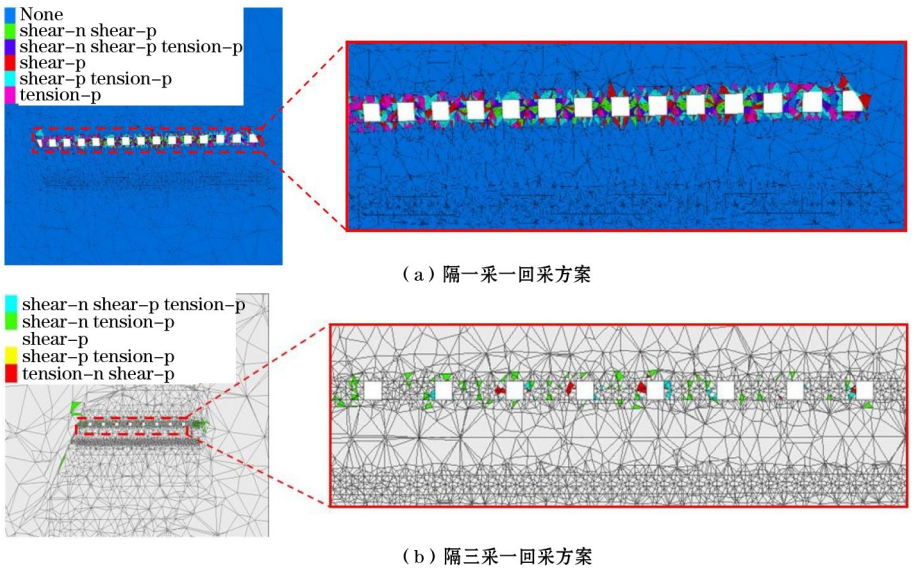


图 11 不同回采方案的采场顶板拉应力对比

Fig.11 Comparison of tensite stress of stope roof for different mining schemes



(a) 隔一采一回采方案

(b) 隔三采一回采方案

图 12 不同回采方案的进路塑性区分布

Fig.12 Distribution of plastic zones of drift for different mining schemes

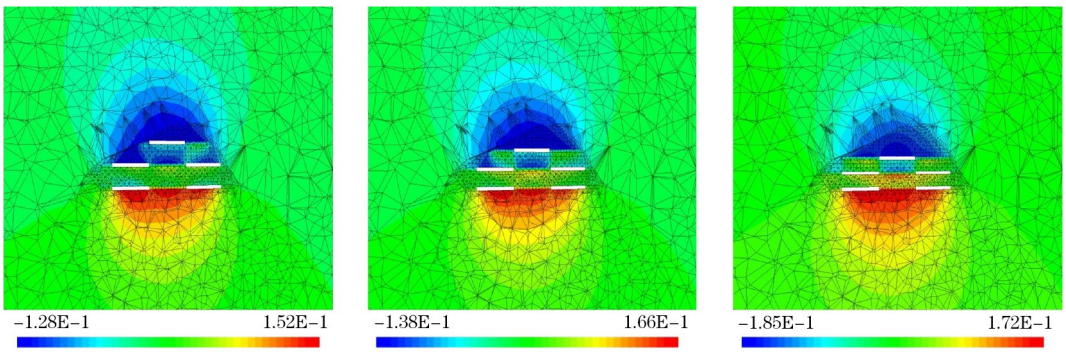
3.2 多层协同开采间距优化

分层间距优化研究过程中,将不再简单重复进路开采模拟过程,代之以盘区式开采即单个盘区开挖,分层内各盘区间按隔一采一的方式进行开采。根据该铜金矿一采区初步设计,对－140 m 中段以上矿体拟采用 3 个分层同时向下开采。为确定 3 个分层间合理间距,设计 3 个方案进行数值模拟分析,即 25 m 分层间距、20 m 分层间距和 15 m 分层间距。

从图 13 可以看出,25 m 分层间距和 20 m 分层间距方案的顶板位移值相差并不明显,顶板下沉位移差仅 1 cm 左右。但缩小分层间距至 15 m 时,位移大幅增至 19 cm,显然,从位移变化情况看,初步断定同时回采的分层之间保持 20 m 以上间距更有利于进路采场的稳定。

从图 14 可以看出,不同方案的顶板拉应力值大小各不相同,保留 25 m 间距开采时,拉应力较小,最大仅为 0.23 MPa。缩小分层间距至 20 m 时,拉应力值有所增加,最大值为 0.3 MPa,已较为接近矿体的抗拉强度。继续减小分层间距至 15 m 时,拉应力值大幅增加,最大拉应力达 0.45 MPa,此时拉应力峰值已超过矿体的抗拉强度,拉应力集中区域的矿体将发生拉破坏,采场稳定性趋于恶化,局部失稳风险大大增加。

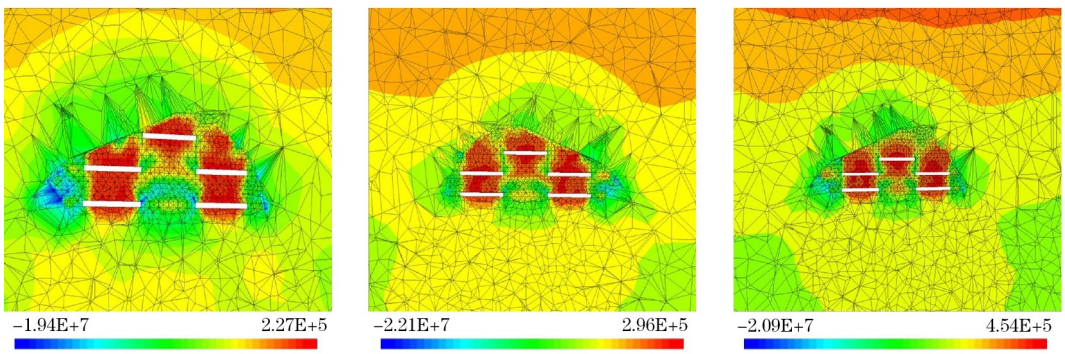
图 15 展示了不同方案采场开采后的塑性区分布。分层间距为 25 m 时,塑性区分布在分层开采盘区周围单元。分层间距为 20 m 时,塑性区范围有所增大。分层间距为 15 m 时,各开采区域周边的塑性区已连成一片,尤其是在矿体中部形成首尾相连的集中破坏区域,破坏单元大大增加。



(a) 25 m 分层间距 (b) 20 m 分层间距 (c) 15 m 分层间距

图 13 不同分层间距回采时的采场位移云图(单位:m)

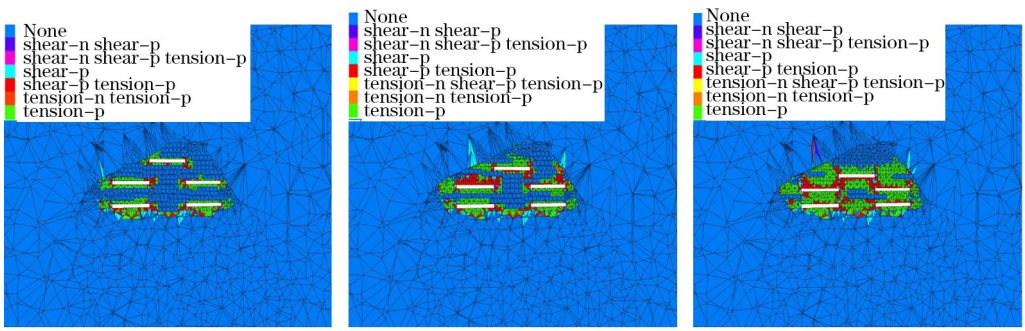
Fig.13 Displacement contour maps of stope when mining with different layer spacings (unit:m)



(a) 25 m 分层间距 (b) 20 m 分层间距 (c) 15 m 分层间距

图 14 不同分层间距条件下的采场顶板应力云图(单位:Pa)

Fig.14 Stress contour maps of stope roof under different layer spacings (unit:Pa)



(a) 25 m 分层间距 (b) 20 m 分层间距 (c) 15 m 分层间距

图 15 不同分层间距条件下的塑性区分布

Fig.15 Distribution of plastic zones under different layer spacings

综上所述,根据顶板位移、应力和塑性区的模拟结果可知,分层间距要在 20 m 以上才能保证多层协同开采期间不会相互干扰,从而实现安全高效开采。

4 现场工业试验

选取一采区-85 m 分层作为试验采场,结合岩石 *RQD* 值和岩石单轴抗压强度,得出一采区-85 m 分层矿体稳定性较差,以Ⅲ(偏差)至Ⅳ级(差)岩体为主。

依据矿体的实际产状以及中段巷道既定的布置方式,沿矿体走向划分盘区,长度设为 50 m,宽度为矿体厚度,盘区内沿矿体走向布置采场(进路)。考虑到一采区矿体稳定性较差,为保证回采作业安全,采用 5 m×5 m 的进路断面并按照隔三采一的方式进行回采。上向进路充填采矿法试验采场的回采损

失率为5%,贫化率为6%,采矿成本为155.09元/t,达到了预期的经济效果。工业试验结果表明,该采矿方法及其工艺参数能够较好地适应该铜金矿一采区的开采技术条件,且多层协同回采间距优化的结果可对一采区内分层开采的安全转层提供技术支撑。

5 结论

(1) 顶板介质为不稳固岩体时,推荐进路断面参数为5 m×5 m,顶板介质为高强度充填体时,进路断面宽度可在充填体强度允许范围内适当增大。

(2) 对于进路断面宽度为4 m和6 m的方案,高强度充填体顶板条件下采场顶板最大主应力差值相较于不稳固原岩顶板条件下降低了50%。分析认为采场围岩由原岩逐渐转为充填体时,顶板性质更加一致,使得顶板各部位应力变化更趋同,拉应力变化更加稳定。

(3) 盘区内进路间距过小,会在盘区内形成小间隔,出现较多的非连续采空区,不利于采场的稳定性。盘区内宜采用隔三采一的进路回采方式,即要求盘区内同时回采的进路之间应保持15 m的间距。

(4) 将采场结构参数优化后的上向进路充填采矿法应用于某铜金矿-85 m分层进行了工业试验,取得了良好的技术经济指标。多分层间距优化的结果可为实现该矿山一采区不稳固矿岩条件下分层开采的安全便捷转层与高效经济开采提供技术支撑。

参考文献(References):

[1] 王炳文,熊庭永,崔向宇,等.九仗沟金矿上向进路采场结构参数优化[J].中国矿业,2019,28(7):110-113.
Wang Bingwen, Xiong Tingyong, Cui Xiangyu, et al. Optimization of structural parameters of upper approach mining field in Jiuzhanggou Gold Mine[J]. China Mining Magazine,2019,28(7):110-113.

[2] 赵亮,吕冠颖,栗盼平,等.近地表破碎盲矿体回采方案研究与优化[J].地下空间与工程学报,2023,19(增刊2):804-812.
Zhao Liang, Lyu Guanying, Li Panping, et al. Study and optimization of recovery scheme for near-surface broken concealed ore body[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering,2023,19(Suppl.2):804-812.

[3] 王文胜,张忠传,秦秀合,等.上向进路充填采矿法采场结构参数优化研究[J].采矿技术,2023,23(5):22-28.
Wang Wensheng, Zhang Zhongchuan, Qin Xiuhe, et al. Optimization study of the structural parameters of stope for the upward drift mining with filling[J]. Mining Technology, 2023,23(5):22-28.

[4] 许永祥,王国法,张传昌,等.特厚坚硬煤层超大采高综放开采合理采高研究与实践[J].采矿与安全工程学报,2020,37(4):715-722.
Xu Yongxiang, Wang Guofa, Zhang Chuanchang, et al. Investigation and practice of the reasonable cutting height at long-wall top coal caving face with super-large mining height in hard and extra-thick coal seams[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2020,37(4):715-722.

[5] 魏超城,张明,罗瑞,等.基于Mathews图解法的空场嗣后充填采场结构参数优化研究[J].中国矿业,2022,31(7):137-142.
Wei Chaocheng, Zhang Ming, Luo Rui, et al. Optimization of structure parameters of empty field subsequent filling stop based on Mathews graphical method[J]. China Mining Magazine,2022,31(7):137-142.

[6] 月福财,陈新,钟文,等.进路式开采充填后破坏特征的相似模拟试验[J].金属矿山,2017(11):13-17.
Yue Fucai, Chen Xin, Zhong Wen, et al. Failure characteristics of filling body in roadway drift stoping method based on similar simulation test[J]. Metal Mine, 2017(11):13-17.

[7] He Wenrui, He Fulian, Zhao Yongqiang. Field and simulation study of the rational coal pillar width in extra-thick coal seams[J]. Energy Science & Engineering,2020,8(3):627-646.

[8] 欧任泽,何立夫.基于3D-σ有限元法的采场结构参数优化[J].有色金属(矿山部分),2019,71(4):5-11.
Ou Renze, He Lifu. Optimization of stope structure parameters based on 3D-σ finite element method[J]. Non-ferrous Metals (Mine Section),2019,71(4):5-11.

[9] 李俊平,叶浩然,李宗利,等.二里河铅锌矿采场结构参数及巷道布置研究[J].地下空间与工程学报,2019,15(3):902-910.
Li Junping, Ye Haoran, Li Zongli, et al. Study on stope structure parameters and roadway layout of Erlihe Lead-Zinc Mine[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering,2019,15(3):902-910.

[10] Tan Yuye, Guo Mochuan, Hao Yimin, et al. Structural parameter optimization for large spacing sublevel caving in Chengchao Iron Mine[J]. Metals,2021,11(10):1619.

[11] Ren Honggang, Tan Zhuoying. Multiple attribute decision making of stope parameters based on SPA-GRA model[J]. Geotechnical and Geological Engineering, 2019, 37: 5341-5348.

[12] 王其虎,刘一航.沟谷地形下非均匀条带开采采场结构参数优化[J].中国矿业,2024,33(1):130-137.
Wang Qihu, Liu Yihang. Optimization of structural parameters of non-uniform strip mining quarries in gully terrain[J]. China Mining Magazine,2024,34(1):130-137.

[13] Zhao Kang, Wang Qing, Li Qiang, et al. Optimization calculation of stope structure parameters based on Mathews stabilization graph method[J]. Journal of Vibroengineering, 2019,21(4):1227-1239.

[14] 罗来和,夏国进,王沉,等.基于 FLAC3D 的采矿方法优选及采场结构参数优化[J].矿冶工程,2021,41(6):129-133.
Luo Laihe, Xia Guojin, Wang Chen, et al. Optimization of mining method and stope structure parameters based on FLAC3D[J]. Mining and Metallurgy Engineering, 2021, 41(6):129-133.

[15] 韩建文,卓毓龙,曹世荣,等.某矿山深部开采回采进路参数的数值模拟分析[J].矿业研究与开发,2018,38(1):6-10.
Han Jianwen, Zhuo Yulong, Cao Shirong, et al. Numerical simulation on stoping drift parameters in deep mining of a mine[J]. Mining Research and Development, 2018, 38(1): 6-10.

[16] 尚雪义,李夕兵,彭康,等.基于安全系数和可靠度的极破碎矿体进路优化[J].中南大学学报(自然科学版),2016,47(7):2390-2397.
Shang Xueyi, Li Xibing, Peng Kang, et al. Optimization of drift in extremely fractured ore-body based on safety coefficient and reliability analysis[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2016, 47(7): 2390-2397.

[17] Guo Qifeng, Ren Fenhua, Miao Shengjun, et al. Application of fuzzy comprehensive evaluation in stope structural parameters optimization[J]. Applied Mechanics and Materials, 2013, 256: 271-275.

[18] 胡建华,任启帆,黄仁东,等.地下矿山采场结构参数的核主成分分析法优化[J].矿冶工程,2018,38(2):25-29+33.
Hu Jianhua, Ren Qifan, Huang Rendong, et al. Optimization of structural parameters of stope in underground mine with kernel principal component analysis[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2018, 38(2): 25-29+33.

[19] 侯国权,郭利杰,许文远.多中段复杂残留矿柱回采方案数值模拟分析[J].中国矿业,2023,32(增刊 1):337-343.
Hou Guoquan, Guo Lijie, Xu Wenyuan. Numerical simulation analysis of mining schemes for complex residual pillars in multiple intermediate sections[J]. China Mining Magazine, 2023, 32(Suppl.1): 337-343.

[20] 杨海彬,李文超,秦秀合,等.某金矿深部采场结构参数与回采顺序优化研究[J].矿业研究与开发,2020,40(12):18-22.
Yang Haibin, Li Wenchao, Qin Xiuhe, et al. Optimization of stope structure parameters and stoping sequence of deep mining in a gold mine [J]. Mining Research and Development, 2020, 40(12): 18-22.

[21] 张泽裕,秦云东,毛明发.深部上向进路充填采矿的回采顺序优化模拟研究[J].中国矿业,2020,29(增刊 1):456-459.
Zhang Zeyu, Qin Yundong, Mao Mingfa. Simulation research on optimization of stopping sequence for the upward drift mining with backfill at depth [J]. China Mining Magazine, 2020, 29(Suppl.1): 456-459.

[22] 程崇强,东龙宾,徐世达.红透山铜矿深部采场回采顺序的数值模拟及优化[J].金属矿山,2016(9):66-68.
Cheng Chongqiang, Dong Longbin, Xu Shida. Simulation and optimization of deep stope mining sequence in Hongtoushan Copper Mine[J]. Metal Mine, 2016(9): 66-68.

[23] 苏永定,刘奇,陈继伦,等.佩吉铜金矿采矿方法优选及现场工业试验[J].采矿技术,2024,24(3):50-55.
Su Yongding, Liu Qi, Chen Jilun, et al. Optimized selection and on-site industrial experiment of mining method in Peggy Copper-Gold Mine[J]. Mining Technology, 2024, 24(3): 50-55.

[24] 陈庆坤.佩吉铜金矿采场结构参数优化及稳定性分析[J].采矿技术,2022,22(3):1-5+11.
Chen Qingkun. Structurel parameters optimization and stability analysis of stope in Peggy Copper-Gold Mine[J]. Mining Technology, 2022, 22(3): 1-5+11.

[25] 张志贵,谭宝会,钟敏,等.下向分层进路式胶结充填法采场稳定性判断方法及应用[J].金属矿山,2021(4):27-34.
Zhang Zhigui, Tan Baohui, Zhong Min, et al. Downward layered approach type collodion filling method mining stability judgment method and application[J]. Metal Mine, 2021(4): 27-34.