空场法开采条件下采空区群冒落危害防护方案研究*

管玉[1],张晶[2],周宗红[2],任凤玉[3]

(1.昆明理工大学 公共安全与应急管理学院, 云南 昆明 654093;
2.昆明理工大学 国土资源工程学院, 云南 昆明 654093;
3. 东北大学 资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110819)

摘要:空场法多用于矿岩中等稳固的中小型矿山,在实际应用中易诱发采空区顶板及围岩的大规模冒落,严重威胁矿山安全生产。以南江县竹坝铁矿空场法遗留的复杂不规则采空区群为研究对象,通过无人机高精度航拍获取地表点云数据,结合矿山生产平面图,构建精细的矿岩三维数值模型;对采空区群围岩力学特性动态演化规律进行了研究。结果表明:1 318 m中段的采空区高度、体积、面积和数量均为最大,是制约下部矿体安全开采的关键因素;1 318 m中段残留矿体和1 258 m中段直接面临采空区的残留水平矿柱均不宜开采。为保障下部矿体安全开采,提出了采空区群陷落危害和冲击气浪危害的系统防护方案。工程实践结果表明,1 258 m中段回采矿量约18.89万t,开采期间1 318 m中段采空区未发生大规模冒落;1 208 m中段中部矿体开采期间,1 318 m和1 258 m中段采空区发生不同程度的冒落现象,但冒落危害并未对生产区域造成影响,验证了该冒落危害防护方案的安全性和实用性。

关键词:空场法;采空区群;采空区冒落危害;冒落冲击气浪

中图分类号:TD325 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)04-0104-09

Research on the Protection Scheme of Caving Hazards of Goaf Group Under the Condition of Open Stoping Method

GUAN Yu[1], *ZHANG Jing*[2], *ZHOU Zonghong*[2], *REN Fengyu*[3]

(1.Faculty of Public Safety and Emergency Management, Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan 654093, China;
2.Faculty of Land Resource Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan 654093, China;
3.College of Resources and Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang, Liaoning 110819, China)

Abstract: The open stoping method is mostly used in small and medium-sized iron mines with medium stability of ore and rock. In practical application, it is easy to induce large-scale caving of roof and surrounding rocks in goaf, which seriously threatens the safety production of mines. The complex and irregular goaf group left over by the open stoping method in Zhuba Iron Mine in Nanjiang city was taken as the research object. Through surface point cloud data obtained by high-precision UAV aerial photography, combined with the mine production plan maps, a refined three-dimensional numerical model of the ore and rock was constructed, and the dynamic evolution laws of the mechanical characteristics of the surrounding rock of the goaf groups were studied. The following conclusions are obtained. The height, volume, area, and quantity of the goaf at the 1 318 m middle section are all the maximum values, which are the key factors restricting the safe mining of the lower ore body. The residual ore body at the 1 318 m middle section and the residual horizontal pillar directly facing the goafs at the 1 258 m middle section are not suitable for mining. To ensure the safe mining of the lower ore body, a systematic protection scheme for the caving hazards and impact airwave hazard of the goaf group was proposed. The engineering practice results show that approximately 188 900 tons of ore were recovered from the 1 258 m middle section, and no large-scale caving occurred in the goafs of the 1 318 m middle section during the mining period; during the mining of the central orebody of the 1 208 m middle section, caving of varying degrees occurred in the goafs of the 1 318 m and 1 258 m middle sections, but the caving hazards did not affect the

* **收稿日期**:2025-04-18

基金项目:国家自然科学基金项目(52264019);云南省基础研究计划项目青年项目(202401AU070175);昆明理工大学引进人才培养项目(KKZ3202421111)

作者简介:管玉(1999—),女,贵州毕节人,硕士研究生,研究方向为矿山安全评价与灾害治理。E-mail:2589113404@qq.com

通信作者:张晶(1990—),男,湖北荆州人,博士,讲师,硕导,主要从事岩体力学与矿山灾害防控方面的研究。E-mail:yuanzhongni33@163.com

production area, verifying the safety and practicality of the proposed caving hazard protection scheme.

Key words: Open stoping method, Goaf group, Goaf caving hazard, Caving impact airwave

0 引言

空场法广泛应用于金属矿床开采,尤其在低品位且矿岩稳固的中小型金属矿山中应用更为普遍[1-2]。随着开采深度的增加,空场法的局限性愈发明显,主要体现在安全开采和矿石损失两方面。前者受采空区群、围岩力学性质弱化(受爆破和风化影响)等因素影响,易发生采空区冒落[3-4];后者受冒落范围影响,需要圈定一定范围的保安矿柱[5-6]。因此,研究空场法开采冒落危害防护对中小型金属矿山安全开采具有重要的现实意义。

学者们常采用数值模拟方法研究采空区冒落规律,用以防护采空区陷落危害,如任凤玉等[7]利用3DEC研究了自重和采动应力下,石人沟铁矿M2主采空区围岩冒落的动态演化特征;田欣等[8]模拟了该采空区分段充填后顶部围岩冒落特征。除数值模拟外,亦有研究将物理相似试验与数值模拟相结合,如谢晋谊等[9]研究了矿体开挖过程中围岩的变形规律及顶板垮落高度;胡超等[10]研究了阶段空场嗣后充填法采场稳定性,并确定了合理的回采顺序。此外,现场监测常与数值模拟相结合,如孙朝燚等[11]通过围岩破裂监测及三维数值模拟研究了金山店铁矿采空区围岩破坏及岩层移动机制;周颜军等[12]采用RG井下监测系统和FLAC3D研究了倾斜多采空区贯通与拉底过程中的顶板破坏与冒落机理。上述研究表明,数值模拟已成为采空区冒落规律分析与陷落风险评估的主要技术手段之一。

采空区冒落气浪是采空区群的主要危害之一。吴爱祥等[13]采用"打气筒"模型与Lagrange理论计算了冒落体下落过程中压缩气体的最大流速和压力;尚福建[14]采用流体力学理论推导了采空区顶板大面积冒落时,压缩气体涌入巷道的风速及产生的冲击压强;王震等[15]通过建立流固耦合力学模型,得到了冒落采空区内部风速和风压的演化规律;曹建立等[16]采用散体垫层厚度的经验公式,计算了4个采空区所需散体垫层厚度。然而,现有研究成果多以理论分析和计算为主,缺乏同时考虑采空区陷落危害和冲击气浪危害的联合分析,亟需设计出详细且系统的采空区冒落危害防护方案。

基于此,本文以南江县竹坝铁矿复杂不规则采空区群为工程背景,结合现有采空区属性,通过建立较为精细的数值模型,分析了不同开采条件下采空区稳定性。依托数值模拟分析结果,通过严格控制开采顺序和生产安全措施,提出了采空区群陷落危害和冲击气浪危害的系统防护方案。研究成果可为同类中小型矿山采空区治理与安全生产提供借鉴。

1 工程背景

南江县竹坝铁矿为中小型矿山,原矿产量为10万t/a,地表标高约为+1 547 m。主矿体为急倾斜磁铁矿体,顶底板为较完整的中厚层状大理岩及闪长岩,矿岩较为稳固,质量分级为Ⅱ~Ⅲ级。矿体厚度大于15 m时采用平底结构的分段空场法开采,小于15 m时采用平底结构的浅孔留矿法开采。矿区地形起伏较大,且切割强烈,地下多表现为夹石分割矿体,矿房开采形成的采空区空间变异性显著。因多年的空场法开采,该矿已形成约89个采空区,严重制约矿山下部矿体的开采安全。

目前矿山主要生产中段为1 318 m中段和1 258 m中段,其中1 318 m中段已基本回采结束。1 208 m中段和1 165 m中段为待开采区域,1 165 m水平以下因矿体尖灭不计划开采。为探明地下采空区分布特征,矿山采用物探法并结合历史开采资料测得各中段采空区属性,如图1所示。结果显示,圈定采空区的总体积约为$1.335\ 5\times10^6$ m^3,在所划定的中段中,1 318 m中段的采空区最大高度、最大体积、最大面积和数量均为最大值。1 318 m中段采空区调查结果如图2所示,综合采空区空间分布和生产现状可知,1 318 m中段采空区是制约下部矿体安全开采的关键因素,其冒落危害严重威胁矿山安全生产,急需采取相应措施予以防护。

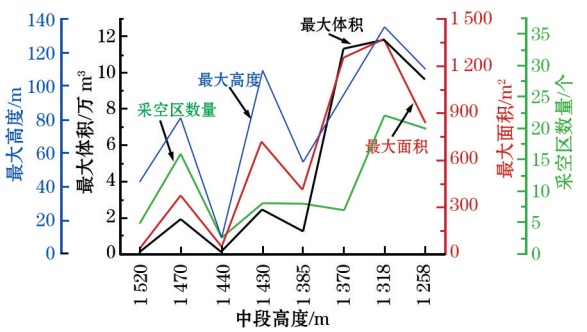


图1 各中段采空区属性对比

Fig.1 Comparison of goaf attributes in each middle section

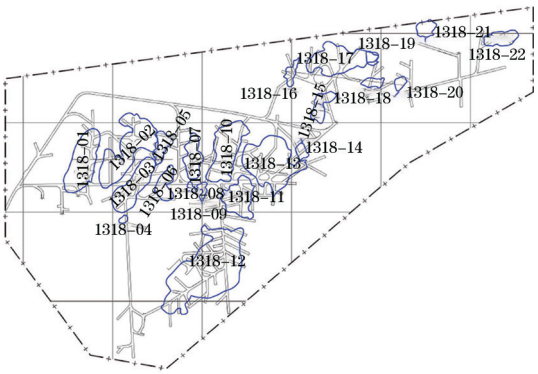


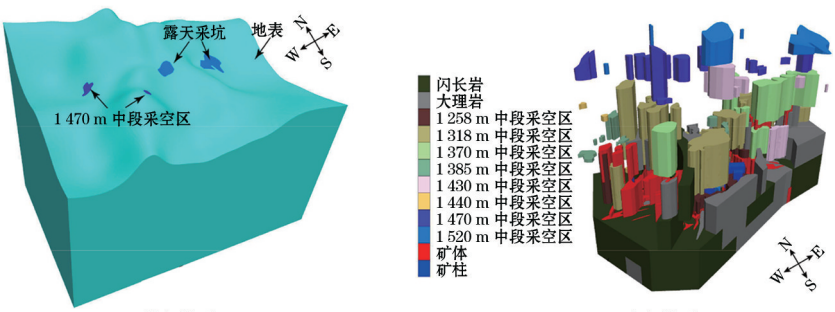
图 2　1 318 m 中段采空区空间分布

Fig.2　Spatial distribution of goaf in the 1 318 m middle section

2　1 318 m 中段采空区围岩稳定性分析

2.1　数值模型建立

为建立较为精细的矿岩三维数值模型,地表模型采用无人机航拍点云数据建立。因地表第四系厚度仅为 5～8 m,地下矿岩稳固性较好,多年开采以来地表未产生明显的移动与裂隙,因此,数值模型中地表不设置第四系。考虑南江县竹坝铁矿矿岩赋存情况较为复杂,地下多表现为夹石分割矿体,矿岩模型选择以中段生产水平图为基准,建立的数值模型如图 3 所示。该模型可精准表征矿岩分布位置及矿体受夹石影响呈现出的分枝复合特征,其中,露天采坑为历史遗留采坑。



（a）外部模型　　（b）内部模型

图 3　矿区三维数值模型

Fig.3　3D numerical model of the mining area

2.2　矿岩力学参数及模拟方案

南江县竹坝铁矿矿体为磁铁矿,采场顶底板围岩主要为闪长岩和大理岩,前者为主要赋存岩体,与矿体界线明显,后者与矿体呈渐变关系。根据现场结构面调查、点荷载试验和室内试验,得到该磁铁矿主要矿岩物理力学参数,见表 1。

表 1　矿岩物理力学参数

Table 1　Physical and mechanical parameters of ore rock

岩性	密度/(kg/m³)	弹性模量/GPa	泊松比	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	内摩擦角/(°)	黏聚力/MPa	抗拉强度/MPa	抗压强度/MPa
闪长岩	2 850	36.75	0.22	21.88	15.06	38.30	7.86	4.24	56.98
大理岩	2 890	29.05	0.23	17.93	11.81	40.62	2.42	2.69	52.41
磁铁矿	3 680	21.35	0.21	12.27	8.82	36.74	3.35	3.28	48.45

竹坝铁矿主要生产区域为 1 318 m 中段和 1 258 m 中段,其中 1 318 m 中段残留矿体赋存于采空区附近,1 258 m 中段大多数采场内残留矿石,需在后续实施底部集中放矿回收。因此,在数值模拟时设计如下两种开采方案进行对比。

(1) 方案一:1 318 m 中段和 1 258 m 中段残留矿体全部开采,然后开采 1 208 m 中段和 1 165 m 中段矿体。

(2) 方案二:1 318 m 中段残留矿体和 1 258 m 中段直接面临采空区的残留水平矿柱不开采,仅开采 1 258 m 中段其他残留矿体、1 208 m 中段和 1 165 m 中段矿体。

数值模拟计算时,采空区分布遵循矿山历史开采情况,采场的开采顺序及开采方向遵循矿山现阶段设计要求。考虑 1 318 m 中段采空区分布属性是影响下部矿体开采的关键因素,因此数值模拟分析着重以 1 318 m 中段采空区稳定性分析为主。

数值模型中岩体的力学模型采用摩尔-库伦模型,结构面本构模型采用库伦-滑移模型。模型边界条件为位移边界条件:模型左右边界为固定约束,

限制 x 方向的位移;模型前后边界为固定约束,限制 y 方向位移;模型底部边界为固定约束条件;模型上部边界为自由面,不施加约束。

2.3 数值模拟结果分析

数值模拟方案一和方案二下的 1 318 m 中段采空区围岩塑性区分布云图如图 4 和图 5 所示。其中,图 5 中 1 318 m 中段矿体不开采情形对应现状采空区条件,1 258 m 中段部分采空区已贯穿至 1 318 m 中段东侧。结果显示,受自重应力和采动应力影响,现状采空区条件下,1 318 m 中段相邻采空区围岩出现较大范围的塑性破坏,破坏模式以剪切破坏为主,夹杂部分拉伸破坏和拉-剪混合破坏,与房柱法矿柱受力和破坏特征类似。与方案二相比,方案一中 1318-02 采空区(见图 2)附近围岩塑性区略有增加,其他采空区围岩塑性区增加不明显。伴随矿体逐步向下开采,两种方案均在 1 318 m 中段采空区围岩的原塑性破坏区域出现新的剪切破坏,表明下部矿体开采会对 1 318 m 中段采空区围岩造成一定程度影响。

受地表地形起伏和地下矿岩压剪受力特征影响,方案一和方案二下的 1 318 m 中段采空区围岩垂直位移云图如图 6 和图 7 所示。

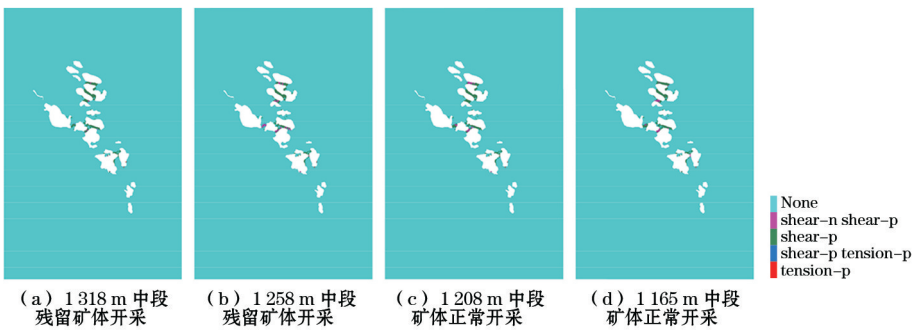


图 4 方案一 1 318 m 中段采空区围岩塑性区分布云图

Fig.4 Plastic zone distribution cloud maps of the goaf surrounding rock in 1 318 m middle section in scheme 1

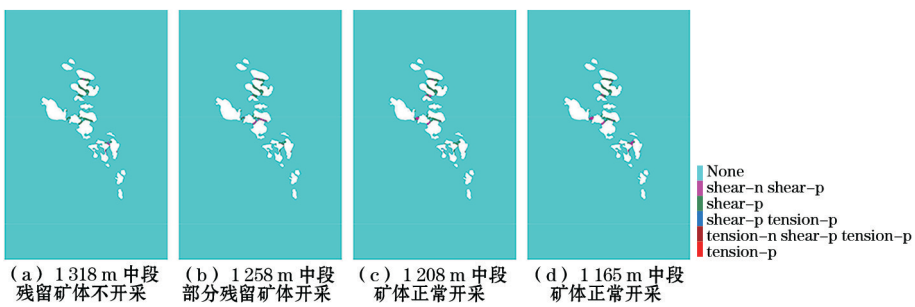


图 5 方案二 1 318 m 中段采空区围岩塑性区分布云图

Fig.5 Plastic zone distribution cloud maps of the goaf surrounding rock in 1 318 m middle section in scheme 2

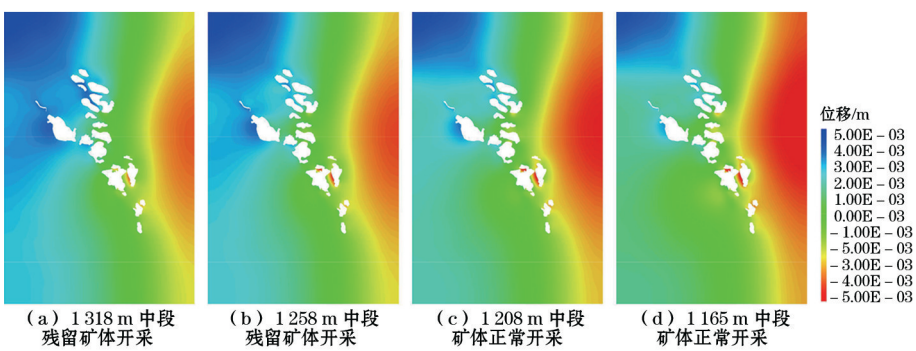


图 6 方案一 1 318 m 中段采空区围岩垂直位移云图

Fig.6 Vertical displacement cloud maps of the goaf surrounding rock in 1 318 m middle section in scheme 1

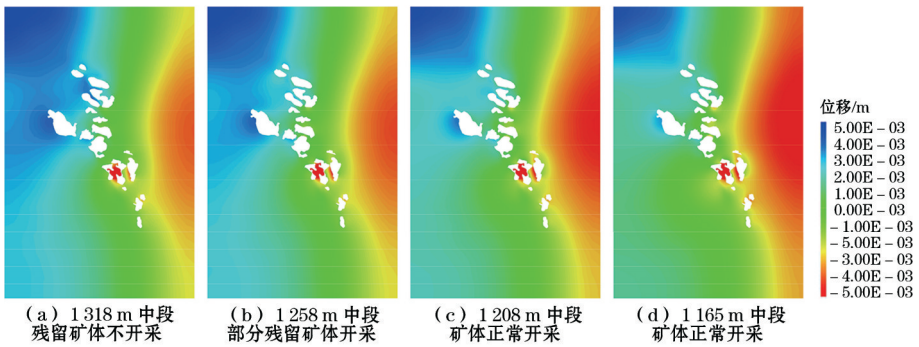


图 7 方案二 1 318 m 中段采空区围岩垂直位移云图

Fig.7 Vertical displacement cloud maps of the goaf surrounding rock in 1 318 m middle section in scheme 2

计算结果显示,模型南北部(方位见图 3)整体呈宏观剪切变化特征,北部整体表现为垂直下沉,南部则为垂直隆起。伴随矿体逐步向下开采,北部位移逐渐增大,南部位移逐渐减小,并趋向于垂直下沉,该趋势与开采卸荷引起的围岩应力释放有关。方案二中,模型东侧 1 318 m 中段残留矿体处垂直位移较大,约为 8.3 mm;方案一在近采空区围岩的垂直位移相对较小,最大值约为 5.5 mm。

方案一和方案二下的 1 318 m 中段采空区围岩最大主应力云图如图 8 和图 9 所示。计算结果显示,采空区附近围岩的最大主应力明显大于其他区域,相邻采空区的矿柱易产生应力集中现象,在现状采空区条件下,监测点 1 和监测点 2 的最大主应力分别为 10.9 MPa 和 12.6 MPa。与方案二相比,1 165 m 中段矿体开采结束后,方案一中各监测点的最大主应力均较大,监测点 1 和监测点 2 的最大主应力增幅分别为 1.60%和 7.89%。这表明 1 318 m 中段和 1 258 m 中段残留矿体开采会增大 1 318 m 中段采空区围岩最大主应力,但增幅并不显著。

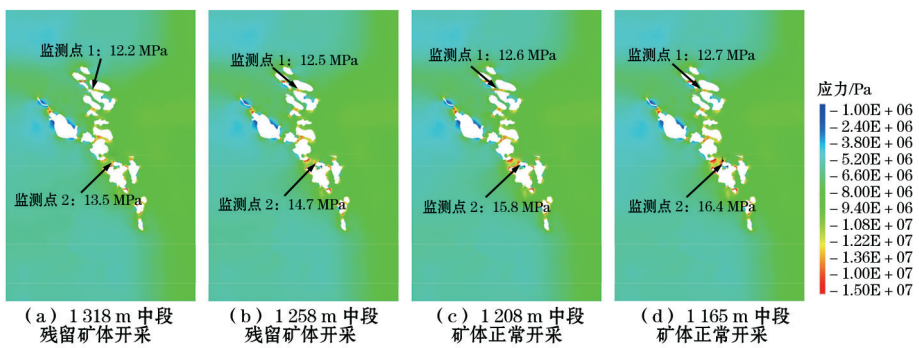


图 8 方案一中 1 318 m 水平采空区围岩最大主应力云图

Fig.8 Cloud maps of maximum principal stress of the goaf surrounding rock in 1 318 m middle section in scheme 1

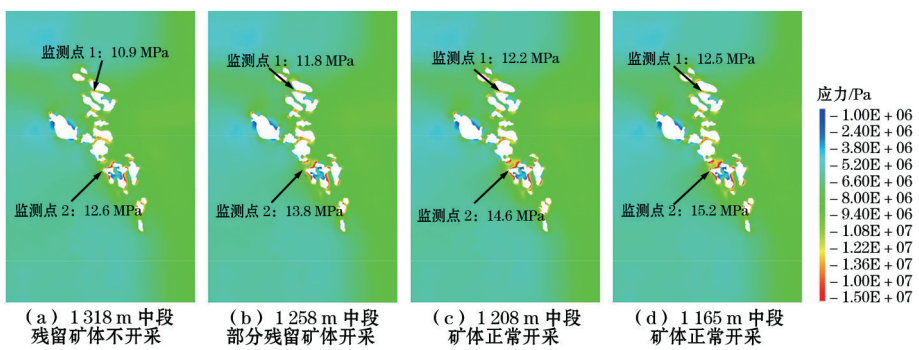


图 9 方案二中 1 318 m 水平采空区围岩最大主应力云图

Fig.9 Cloud maps of maximum principal stress of the goaf surrounding rock in 1 318 m middle section in scheme 2

方案一和方案二的重点在于分析 1 318 m 中段残留矿体和 1 258 m 中段部分残留矿体的可开采性。数值模拟计算结果表明,在现状采空区条件下,采空区围岩已经出现大量塑性剪切破坏,表明存在采空区相互贯通的可能。从安全生产的角度考虑,1 318 m 中段残留矿体和 1 258 m 中段直接面临采空区的残留水平矿柱均不宜开采,即采用方案二更有利于维持现状采空区的稳定性。

3 采空区群冒落危害防护

尽管 1 318 m 中段残留矿体和 1 258 m 中段直接面临采空区的残留水平矿柱均不开采,但方案二的数值模拟结果显示,1 318 m 中段采空区之间的保安矿柱出现大量塑性区,采空区极易因保安矿柱贯穿破坏而发生大规模冒落。考虑现状采空区条件下采空区数量多、体积大,以及数值模拟结果揭示的相互贯通风险因素,为保障下部矿体安全开采,有必要对采空区群冒落危害采取相应的防控措施。采空区冒落危害包括:掉块伤人危害、陷落危害和冒落冲击气浪危害[17-18]。目前竹坝铁矿老旧采空区已无法进入,新采空区主要由平底结构的分段空场法和浅孔留矿法开采形成,掉块伤人事件风险相对较低,应重点关注围岩大规模冒落造成的陷落危害和冲击气浪危害。

3.1 中段采空区冒落危害防护

采空区冒落冲击气浪危害防护的先决条件在于确定采空区围岩冒落范围,并据此划定警示区域予以防控。各中段采空区冒落防护区域如图 10 所示。根据数值模拟计算结果,1 318 m 中段西侧、中部和东侧相邻采空区均存在相互贯通的可能,其中西侧和中部采空区的保安矿柱塑性区远大于东侧,易形成贯穿冒落,因此,将其圈定为贯穿冒落易发区域。该区域相邻采空区一旦发生贯穿冒落,会增大采空区跨度,极易引发采空区大规模冒落。东侧相邻采空区受 1 258 m 中段残留矿体影响,局部存在空区相互贯通且发生较大冒落的风险。此外,考虑 1318-12 采空区体积和面积均较大,且下部分布有 1258-13、1258-14 和 1258-16 三个采空区,因此,将该区域圈定为较大冒落易发区域。该区域易受爆破扰动和岩体损伤发育等影响,发生较大范围的批量冒落。

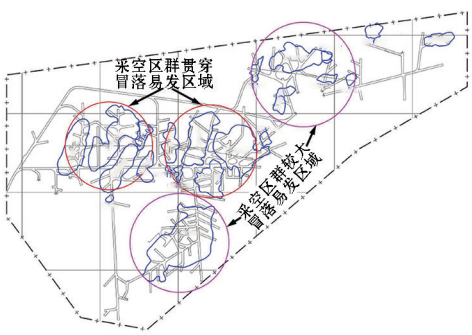
1318 m 中段采空区警示范围圈定完成后,为保障下部矿体安全开采,按照椭球体岩体冒落理论,1 258 m 中段和 1 208 m 中段均参照 1 318 m 中段警示范围进行圈定。在开采顺序上,应先回采较大冒落易发区域矿体,再伺机回采贯穿冒落易发区域矿体。在建立冒落危害防控系统时,建议采用绕流冲击模型进行设计,通过封堵上部采空区通口以隔绝外部气体补给,然后及时封堵下部采空区与主运输巷道的通口,从而有效降低采空区冒落气浪危害。各中段安全生产及冒落危害防护措施如下。

(1) 1 318 m 中段:不再进行采矿生产活动,及时封堵主要运输巷道与冒落易发区域的通口,中段警示区域内严禁人员出入,防止采空区冒落造成的陷落危害。

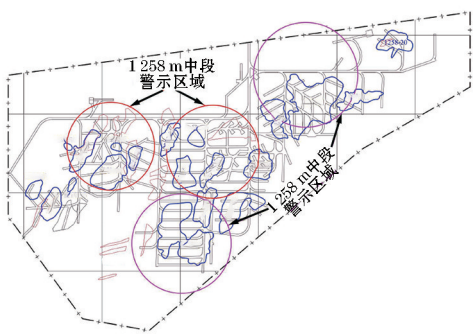
(2) 1 258 m 中段:优先开采西南侧零星矿体,考虑贯穿冒落警示区域内的 1258-06 至 1258-15 采空区留存大量矿石散体,待西南侧零星矿体开采后可适量回采,采矿作业结束后及时封堵主要运输巷道与冒落易发区域通口。

(3) 1 208 m 中段:遵循先回采较大冒落易发区域矿体,再伺机回采贯穿冒落易发区域矿体的原则,开采该中段全部矿体,预留顶柱厚度为 8 m,采矿作业结束后及时封堵主要运输巷道与冒落易发区域通口。

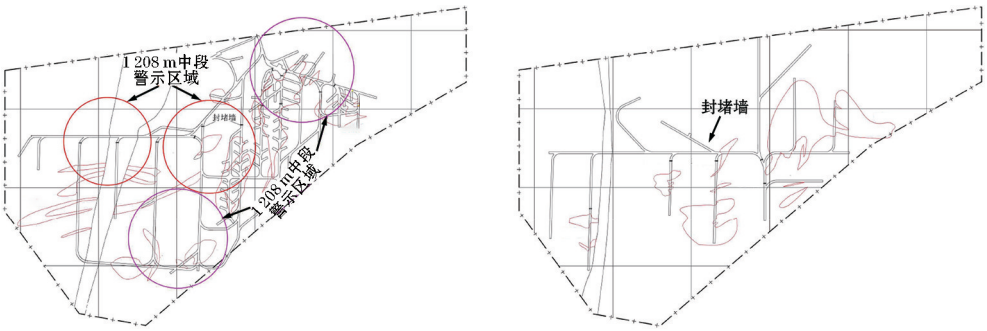
(4) 1 165 m 中段:由于 1 208 m 中段以上冒落危害防护系统形成后,基本消除了采空区冒落气浪危害,开采顺序为自西向东,采场预留顶柱厚度为 8 m,采矿作业结束后及时封堵主要运输巷道与开采区域通口。



(a) 1 318 m 中段



(b) 1 258 m 中段



(c) 1 208 m 中段　　(d) 1 165 m 中段

图 10　各中段采空区冒落防护区域

Fig.10　Caving protection areas of goafs in each middle section

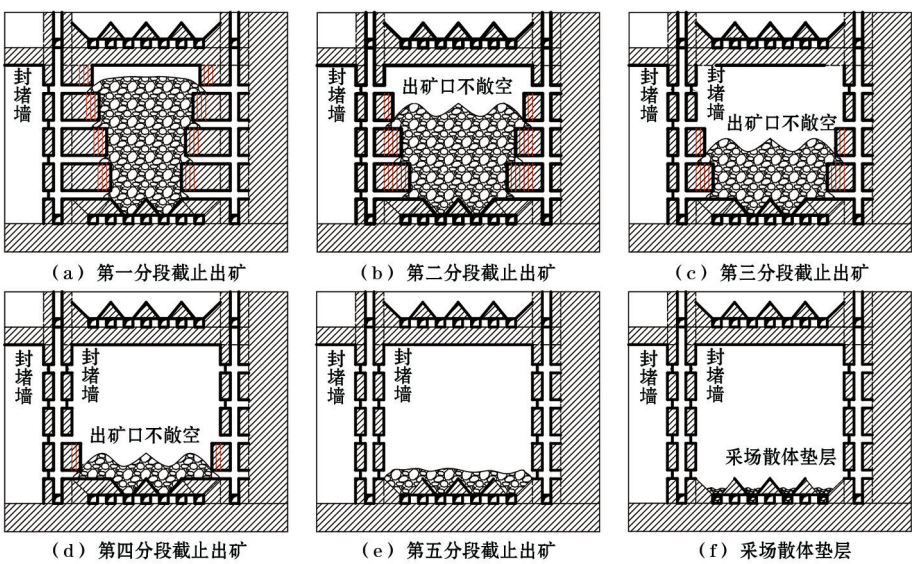
3.2　采场冒落危害防护

由于 1 258 m 中段和 1 208 m 中段矿体开采面临的上部采空区群较多,分段空场法采场内部应预留一定厚度的散体垫层以减缓气流冲击强度,进而避免采场顶板冒落产生的冲击气流威胁分段凿岩巷道和出矿横穿等作业面工作人员的人身安全。散体安全垫层最小厚度的计算公式[16]为:

$$\delta=0.2d^{0.5}h^{0.25}+\delta_0 \tag{1}$$

式中:δ 为散体安全垫层最小厚度;d 为冒落岩体等价圆直径;h 为冒落高度;δ_0 为基础稳固性补偿量,对于出矿进路端部口封堵条件,可取 $\delta_0=0$。

由采场结构参数可知,采场冒落岩体的等价圆直径 d 可取 50 m(矿房长度),最大冒落高度 h 可取 60 m(矿房最大高度)。由式(1)计算可得,安全垫层厚度 $\delta=3.94$ m。取安全系数为 1.2,安全垫层厚度宜取 5 m。因此,采场出矿结束后需预留或充填约 5 m 厚度的散体垫层。为进一步防控开采过程中的冒落气浪危害,采场内部出矿时应密切关注凿岩巷道矿石散体端的散体堆存情况,严格按图 11 所示的出矿控制方案实施。具体如下:



(a) 第一分段截止出矿　(b) 第二分段截止出矿　(c) 第三分段截止出矿

(d) 第四分段截止出矿　(e) 第五分段截止出矿　(f) 采场散体垫层

图 11　采场冒落防护出矿控制方案

Fig.11　Ore extraction control scheme for stope caving protection

(1) 如图 11(a)所示,第一分段因距离预留顶柱较近,采空区冒落诱导气流较小,底部出矿时,应及时观察凿岩巷道近矿端散体堆存情况,近矿端口严禁敞空,阻止冒落诱导气流涌入凿岩巷道,以保障凿岩巷道人员及设备的安全;

(2) 如图 11(b)至图 11(d)所示,由于第二至四分段距离预留顶柱较远,顶板冒落产生的气流较大,在爆破与底部出矿协调时,每次出矿量宜为爆破量的 1/3,同时,应及时观察凿岩巷道近矿端散体的堆存情况,近矿端口严禁出现敞空现象;

(3) 如图 11(e)所示,在第四分段所有矿体凿岩爆破完毕之前,每次出矿量宜为爆破量的 1/3,其余矿石预留在采场内,该措施可维持采场围岩稳定和减缓采场顶板冒落引起的冲击气浪危害;

(4) 如图 11(f)所示,为防止采场顶板冒落引起冲击气浪危害事故,采场回采结束后,内部散体垫层厚度应不小于 5 m;

(5) 分段空场法某一分段矿体落矿完毕后,应在间柱处构筑封堵墙;

(6) 相邻采场上部存在较大采空区时,其与外界的通口应及时封堵,避免冒落冲击气浪危及正在开采的采场。

3.3 实施效果

对 1 258 m 中段、1 318 m 中段采空区与采场外部巷道通口进行封堵,并对 1 318 m 中段以上具备条件的区域实施封堵墙施工,1 258 m 中段西南侧零星矿体可正常开采。此外,对 1258-06 至 1258-15 采空区不实施爆破作业,仅回采存窿矿体,且在采场内部预留约 5 m 厚的矿废散体。该中段回采作业持续约 13 个月,回采矿量约 18.89 万 t,且在回采期间,1 318 m 中段采空区均未发生大规模冒落。

目前该矿山正在开采 1 208 m 中段中部矿体,受采场爆破扰动影响,1 318 m 和 1 258 m 中段采空区发生不同程度的冒落现象。其中,贯穿冒落易发区域的冒落频次明显高于较大冒落易发区域,表明前者相邻采空区间的保安矿柱已发生显著损伤,导致采空区跨度增大、暴露面积增加,造成采空区进一步冒落。然而,冒落危害并未对生产区域造成影响,在封堵墙、上部采场预留矿废散体和下部采场预留保安顶柱等措施作用下,冒落影响得以显著降低,表明本文提出的中段和采场冒落危害防护方案具有较好的安全性和实用性。

4 结论

(1) 竹坝铁矿采用空场法开采后遗留约 89 个大小不一的采空区,1 318 m 中段采空区在体积、面积、高度及数量上均居于各中段之首,其稳定性是制约下部矿体安全开采的关键因素。

(2) 现状采空区条件下,1 318 m 中段相邻采空区围岩存在大量剪切破坏塑性区,易诱发采空区群相互贯穿冒落,严重威胁下部矿体开采安全。下部矿体开采时,1 318 m 中段残留矿体和 1 258 m 中段直接面临采空区的残留水平矿柱应作为永久矿柱。

(3) 根据数值模拟结果,提出了采空区群陷落危害和冲击气浪危害的系统防护方案,考虑了整体采空区和局部采场的冒落危害防护,通过严格控制开采顺序和有序实施安全生产措施,可保障采空区陷落与冒落气浪双重防护系统的有效性。

(4) 竹坝铁矿生产实践表明,1 258 m 中段回采矿量约 18.89 万 t,开采期间 1 318 m 中段采空区未发生大规模冒落;1 208 m 中段中部矿体正常开采期间,1 318 m 中段和 1 258 m 中段采空区发生不同程度的冒落现象,但冒落危害并未对生产区域造成影响,表明所提出的冒落危害防护方案具有一定的实用性。

参考文献(References):

[1] 任凤玉.金属矿床地下开采[M].3 版.北京:冶金工业出版社,2018.
REN Fengyu. Underground mining of metal deposits[M]. 3rd ed. Beijing: Metallurgical Industry Press,2018.

[2] 刘银,张晶,周宗红,等.浅孔留矿法采场结构参数综合评价体系构建及应用[J].矿业研究与开发,2024,44(9):18-25.
LIU Yin, ZHANG Jing, ZHOU Zonghong, et al. Construction and application of comprehensive evaluation system of stope structural parameters in shallow hole retaining method[J]. Mining Research and Development, 2024,44(9):18-25.

[3] ZHANG Junyang, ZHOU Zonghong, ZHANG Jing, et al. Two-stage caving characteristics of complex irregular goaf: a case study in China[J]. Advances in Civil Engineering, 2023,1:7471721.

[4] 王田龙,陈从新,夏开宗,等.陡倾结构金属矿山采空区围岩破坏机制研究[J].岩土力学,2023,44(5):1487-1500.
WANG Tianlong, CHEN Congxin, XIA Kaizong, et al. Failure mechanism of goaf surrounding rock with steeply dipping discontinuities in metal mine[J]. Rock and Soil Mechanics,2023,44(5):1487-1500.

[5] 贾凯跃,安丽萍,谭宝会,等.相邻采空区诱导冒落处理方案研究及实践[J].矿业研究与开发,2023,43(10):21-26.
JIA Kaiyue, AN Liping, TAN Baohui, et al. Research on induced treatment scheme in adjacent goafs[J]. Mining Research and Development,2023,43(10):21-26.

[6] 刘洋,李旭东,陈世江,等.基于临界冒落跨度理论的残矿协同开采技术研究[J].矿业研究与开发,2022,42(10):13-18.
LIU Yang, LI Xudong, CHEN Shijiang, et al. Study on synergetic mining technology of remaining ore based on the critical caving span theory[J]. Mining Research and Development,2022,42(10):13-18.

[7] 任凤玉,张晶,何荣兴,等.复杂条件下不规则空区围岩冒落时空演化特征研究[J].金属矿山,2022(3):28-34.
REN Fengyu, ZHANG Jing, HE Rongxing, et al. Study on the temporal and spatial evolution characteristics of surrounding rock caving in irregular goaf under complex conditions[J]. Metal Mine,2022(3):28-34.

[8] 田欣,何荣兴,张贤,等.石人沟铁矿采空区分段充填治理方案研究与应用[J].金属矿山,2023(8):162-170.
TIAN Xin, HE Rongxing, ZHANG Xian, et al. Study and application of sublevel filling treatment scheme for goaf in Shirengou Iron Mine[J]. Metal Mine,2023(8):162-170.

[9] 谢晋谊,者亚雷.空场法开采围岩变形相似模拟与数值模拟[J].矿业工程研究,2021,36(2):31-35.
XIE Jinyi, ZHE Yalei. The similarity simulation and numerical simulation of surrounding rock deformation in open field mining[J]. Mineral Engineering Research,2021,36(2):31-35.

[10] 胡超,丁成功,金长宇,等.阶段嗣后充填法采场应力与变形规律及稳定性研究[J].金属矿山,2021(7):58-65.
HU Chao, DING Chenggong, JIN Changyu, et al. Study on stope stress and deformation law and stability of stage and subsequent filling method[J]. Metal Mine,2021(7):58-65.

[11] 孙朝燚,陈从新,夏开宗,等.金属矿山复杂采空区围岩破坏及岩层移动机制研究[J].岩石力学与工程学报,2024,43(3):670-682.
SUN Chaoyi, CHEN Congxin, XIA Kaizong, et al. Mechanism of surrounding rock failure and strata movement in complex goaf of metal mines[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2024,43(3):670-682.

[12] 周颜军,汪亮,冯庆杰,等.倾斜矿体多采空区顶板破坏与冒落机理分析[J].金属矿山,2024(11):11-19.
ZHOU Yanjun, WANG Liang, FENG Qingjie, et al. Analysis of roof failure and caving mechanism in multi-goaf areas of inclined orebodies[J]. Metal Mine,2024(11):11-19.

[13] 吴爱祥,王贻明,胡国斌.采空区顶板大面积冒落的空气冲击波[J].中国矿业大学学报,2007(4):473-477.
WU Aixiang, WANG Yiming, HU Guobin. Air shock wave induced by roof falling in a large scale in ultra-huge mined-area [J]. Journal of China University of Mining & Technology,2007(4):473-477.

[14] 尚福建.房采采空区顶板大面积冒落对巷道危害及防治[J].矿业工程研究,2018,33(1):23-26.
SHANG Fujian. Damage to roadway by large-scaled roof falling in a mined-area of room and pillar mining and its prevention[J]. Mineral Engineering Research,2018,33(1):23-26.

[15] 王震,任高峰,张聪瑞,等.采空区失稳过程中冲击气浪灾害的动力响应特性[J].煤矿安全,2019,50(6):45-49.
WANG Zhen, REN Gaofeng, ZHANG Congrui, et al. Dynamic response characteristics of shock air wave disaster in gob failure process[J]. Safety in Coal Mines,2019,50(6):45-49.

[16] 曹建立,任凤玉.诱导冒落法处理时采空区散体垫层的安全厚度[J].金属矿山,2013(3):45-48.
CAO Jianli, REN Fengyu. Research of dispersions bedding's safety thickness in processing deposits with induced caving [J]. Metal Mine,2013(3):45-48.

[17] 何荣兴,韩智勇,任凤玉,等.诱导冒落处理采空区技术适用条件分析[J].矿业研究与开发,2020,40(8):36-40.
HE Rongxing, HAN Zhiyong, REN Fengyu, et al. Analysis on applicable conditions for the treatment of goaf with induced caving [J]. Mining Research and Development, 2020,40(8):36-40.

[18] LU Yue, LIU Yang, YU Yuhang, et al. The new prediction model for progressive caving of goaf induced by the caving mining method [J]. Mining Metallurgy & Exploration, 2024,41(6):3163-3176.