

矿柱扰动下相邻采空区覆岩冒落机理及治理方法

曹建立¹, 任凤玉¹, 张东杰²

(1. 东北大学 资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110819; 2. 内蒙古科技大学 矿业与煤炭学院, 内蒙古 包头 014010)

摘要: 相邻采空区之间矿柱通常会积蓄大量能量,一旦矿柱失稳将引发大规模冒落危害事故. 基于此构建了采空区诱导冒落力学模型,通过物理实验与数值模拟研究了相邻采空区覆岩冒落特征与机理,提出了诱导冒落矿柱治理相邻采空区新方法. 结果表明:矿柱的存在能够承载一定的能量积蓄,使矿柱上方覆岩发生一定程度变形和破坏. 矿柱消除后,上方岩体发生冒落,冒落块体整体较小,不易发生大规模整体冒落,可避免发生冲击气浪灾害;应力拱反复形成与消散使得采空区上覆岩层呈现断续冒落特征,采空区上覆岩层内部拉伸损伤的发展与贯通是覆岩裂隙发育直至冒落的主要诱因. 通过工程实践表明,该方法具有安全、低成本特点,可为类似条件采空区治理提供指导与借鉴.

关键词: 相邻采空区;诱导冒落;冒落机理;矿柱;临界冒落跨度

中图分类号: TD 853 文献标志码: A 文章编号: 1005-3026(2025)10-0123-09

Caving Mechanism and Treatment Method of Overlying Rock in Adjacent Goaf Disturbed by Ore Pillar

CAO Jian-li¹, REN Feng-yu¹, ZHANG Dong-jie²

(1. School of Resources & Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang 110819, China; 2. Institute of Mining and Coal, Inner Mongolia University of Science & Technology, Baotou 014010, China. Corresponding author: CAO Jian-li, E-mail: caojianli@mail.neu.edu.cn)

Abstract: The ore pillar between adjacent goaf usually accumulates a large amount of energy, and the ore pillar instability will lead to large-scale caving hazard accidents. Therefore, a caving-induced mechanical model of goaf was constructed. The caving characteristics and mechanism of the overlying rock in the adjacent goaf were studied through physical experiments and numerical simulation, and a new method of caving induced by ore pillar treatment of the adjacent goaf was proposed. The results show that the existence of the ore pillar can carry a certain amount of energy accumulation, so that the overlying rock above the ore pillar is deformed and destroyed to a certain extent. After the ore pillar is removed, caving of the upper rock mass occurs, and the caving block is small as a whole; it is not easy to induce large-scale overall caving, which can avoid the impact gas wave disaster. The repeated formation and dissipation of stress arches make the overlying strata of the goaf appear intermittent caving, and the development and connection of tensile damage in the overlying strata of goaf are the main reasons for the fracture development and caving of the overlying rock. Engineering practice has shown that this method is characterized by safety and low cost and can provide guidance and reference for the management of goaf under similar conditions.

Key words: adjacent goaf; induced caving; caving mechanism; ore pillar; critical caving span

非煤地下矿山主要采用空场法、崩落法及充填法开采^[1-4],采用空场法开采的矿山开采后将产生大量的采空区,采空区规模大、层位关系复杂. 分析这些采空区的初始冒落条件,大多可归结为

收稿日期: 2024-03-28

基金项目: 国家科技重大专项(2024ZD1003804; 2024ZD1003801).

作者简介: 曹建立(1980—),男,河南民权人,东北大学讲师,博士;任凤玉(1956—),男,内蒙古赤峰人,东北大学教授,博士生导师.

相邻采空区之间的矿柱上积蓄了大量的应变能所致,成为矿山的重大安全生产隐患^[5-7].因此,如何安全高效地处理这种有隔离矿柱的相邻采空区对于保障矿山安全生产至关重要.在采空区治理研究方面,刘银等^[8]针对相互贯穿的复杂不规则冒落空区存在条件,提出联合监听冒落岩块撞击声响与监测拱脚变形的采空区冒落持续监测方法,得到拱脚变形破坏引起采空区批量冒落的周期性冒落特征;田欣等^[9]通过对采空区形态三维探测,提出了4个区段的分段胶结充填治理方案,结果表明充填能够有效控制空区顶板和周边围岩的冒落和扩展,可保证相邻矿体探采的安全性;姜立春等^[10]借助能量耗散理论和突变理论,构建矿柱-顶板支撑系统滑移突变失稳模型,研究受结构弱面影响的系统失稳机制,分析各内控因素对采空区稳定性的影响.综合文献分析,研究主要集中在充填治理单一采空区及采空区覆岩冒落监测方面,对于有矿柱做间隔的相邻采空区覆岩冒落机理及其治理方法提及较少.为了避免相邻采空区存在给矿山开采造成井下冒落及地表陷落致灾风险,需要研究这类条件下采空区覆岩冒落机理及其有效治理方法,以消除采空区威胁,实现矿山安全高效开采.

1 相邻采空区诱导冒落方案构建

1.1 采空区诱导冒落力学模型的建立

图1给出了相邻采空区的形态简示图,通常情况下这两个采空区均处于稳定或临界失稳状态,空区是否会失稳主要取决于两个因素:一是空区跨度是否达到其临界冒落跨度;二是矿柱所承受的压力是否达到其极限破坏强度.利用诱导冒落技术处理相邻采空区的基本原理是通过有计划地布置诱导工程消除相邻采空区之间的矿柱,破坏采空区的稳定状态,使采空区跨度超过其临界冒落跨度,从而诱导采空区覆岩发生冒落.

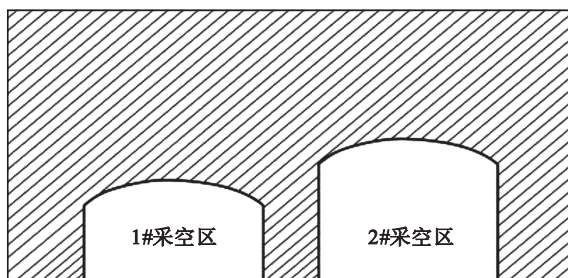


图1 相邻采空区简示图

Fig. 1 Schematic diagram of adjacent goaf

以图1中1#采空区为例进行受力分析,给出了该采空区在失稳前的受力示意图,如图2所示.

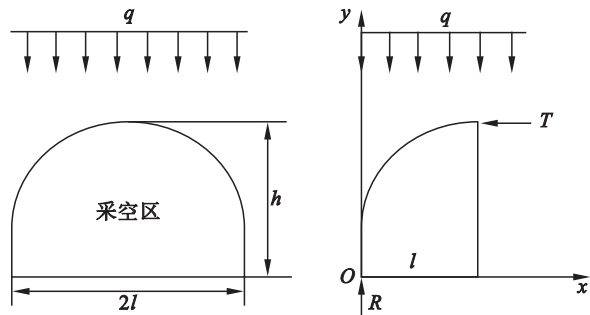


图2 采空区受力示意图

Fig. 2 Force diagram of goaf

假定该采空区上覆岩层垂直压力 q 均匀分布,此时在应力平衡拱上,顶板围岩受到水平压力 T 和垂直压力 R 的作用.根据力系平衡原理,可得到以下表达式:

$$R - ql = 0, \quad (1)$$

$$Th - \int_0^l xq dx = 0. \quad (2)$$

整理式(1)和(2)得

$$R = ql, \quad (3)$$

$$T = \frac{ql^2}{2h}. \quad (4)$$

式中: q 为采空区顶板承受的垂直压力, $q = \gamma H$, MPa; γ 为上覆岩层容重, kg/m^3 ; H 为空区顶板埋深, m; T 为岩体破坏时的单位面积上的极限抗压力, MPa; h 为采空区的高度, m; l 为采空区半跨度, m.

对于平面问题,可将式(4)改写为

$$l = \sqrt{\frac{2hT_c}{q}} = \sqrt{\frac{2hT_c}{\gamma H}}. \quad (5)$$

可得采空区的临界冒落跨度 L 的计算式:

$$L = 2l = 2\sqrt{\frac{2hT_c}{q}} = 2\sqrt{\frac{2hT_c}{\gamma H}}. \quad (6)$$

式中: T_c 为岩体极限抗压强度, t/m^2 (平面问题).

利用式(6)可计算出采空区的临界冒落跨度.

1.2 相邻采空区诱导冒落方案

诱导冒落法由任凤玉等^[11]提出,该技术是在易于崩落的岩体中,根据矿岩本身固有的节理裂隙分布特征和低强度特性,在分段进路内通过中深孔爆破形成一个贯通的大规模采空区,借助岩体重力和内部应力的作用,促使覆岩原生节理扩展、贯通切割顶板,使矿体及覆岩顺利冒落^[12-14].利用诱导冒落法处理复杂采空区时,不仅可以大幅度提升采矿效率,而且可有效避免空区群失

稳对采矿作业带来的危害,提高采矿作业安全性.针对相邻采空区条件,可以通过在采空区底板所处的分段水平内布置中深孔爆破诱导工程,将相邻采空区间的隔离矿柱顺次崩落,扩大采空区的极限冒落跨度,借助岩体重力和内部应力的作用,诱导采空区顶板覆岩及时冒落.

2 相邻采空区覆岩冒落特征分析

2.1 实验设备及材料配比

本次物理实验采用了东北大学电液伺服多通道相似材料实验平台,实验设备如图 3 所示.该实验平台的装料空间尺寸为长×高×宽=2.4 m×1.0 m×0.2 m.通过在装填料空间底部摆放 48 个长×高×宽=0.2 m×0.1 m×0.05 m 的木方来代表拉底空间,在实验过程中通过移除这些木方来模拟拉底开挖.

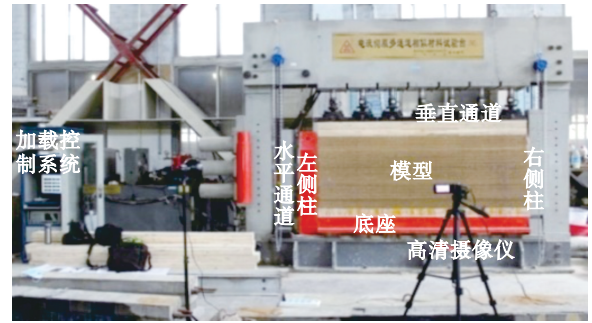


图 3 相似模拟实验模型

Fig. 3 Similar simulation experiment model

本次实验的几何相似常数 $\alpha_r=100$, 容重相似常数 $\alpha_\gamma=2.9/2.0=1.45$, 时间相似常数 $\alpha_t=10$, 应力相似常数 $\alpha_\sigma=10$, 在此实验条件下模型力学性能为 $(\sigma_c)_m=0.381\sim 0.543$ MPa, $(\sigma_t)_m=0.027\sim 0.044$ MPa. $E_m=0.1\sim 0.9$ GPa, 拉压比在 1/14 ~ 1/12 之间.所采用的材料种类及其配比见表 1.

表 1 相似材料配比方案(质量分数)

Table 1 Ratio scheme of similar materials (mass fraction)

Table 1 Ratio scheme of similar materials (mass fraction)						%
河砂	石膏	水泥	松香溶液	水	云母片	
80	15	5	2	13	1.3	

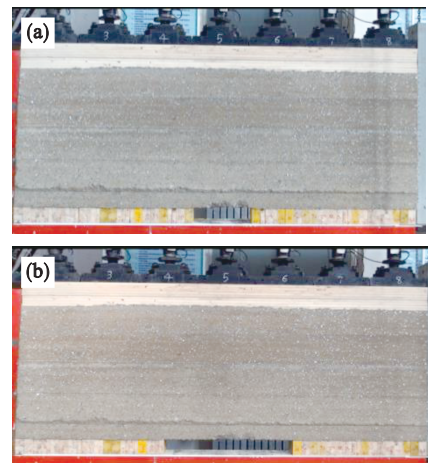
2.2 实验方案设计

为对比采空区内部有矿柱和无矿柱时的覆岩冒落特征,本次实验设计两组方案:方案 I 和方案 II. 方案 I 中以模型中轴线为界向左右两侧依次均匀开挖,不预留矿柱,每次在中轴线左右两侧各开挖 1 块木方,开挖间隔为 10 min,直至模型发生初始冒落,记录此时的开挖跨度 L 值. 方案 I 代表了实际中对单一连续采空区采用诱导冒落技术均匀扩展其跨度使其自然冒落的处理方案. 方案 II 在开挖时先预留中央 6 块木方作为矿柱暂时不开挖,然后每间隔 10 min 在矿柱左右两侧各开挖 1 块木方,直至两侧空区的跨度之和加上矿柱宽度达到 L ,继而转为对矿柱进行开挖,每次在矿柱左右两侧各开挖 1 块木方,开挖间隔仍为 10 min,直至矿柱被完全移除. 方案 II 表示通过诱导冒落技术消除相邻空区之间的矿柱,使相邻空区贯通后达到其临界冒落跨度而促使其发生冒落.

为监测两组实验方案在开挖时模型的受力情况,采用纸基丝式应变片粘贴在模型背面对模型进行应变监测,两组实验方案中模型的受力条件保持一致,即施加的垂直荷载为 20 kN,对应的垂直应力为 0.416 MPa,模拟的岩层埋深为 140 m,两组实验方案中均不主动施加侧向水平压力.

2.3 实验结果分析

图 4 和图 5 分别展示了方案 I 和方案 II 开挖后冒落过程. 方案 I 中按照设计从模型中央依次左右两侧均匀开挖拉底,如图 4a, 4b 所示,当模型开挖了 11 次后发生初始冒落,如图 4c, 4d 所示,此时开挖跨度 $L=1.1$ m. 在方案 II 中,首先在模型中央预留 6 个木方作为矿柱(宽度为 0.3 m),如图 5a 所示,然后依次向矿柱左右两侧均匀扩展,当两侧空区跨度之和加上矿柱宽度达到 1.1 m 时转为对矿柱进行开挖,如图 5b 所示,当矿柱完全被移除后(采空区总跨度达到 1.1 m)模型发生大规模冒落,如图 5c 和 5d 所示.



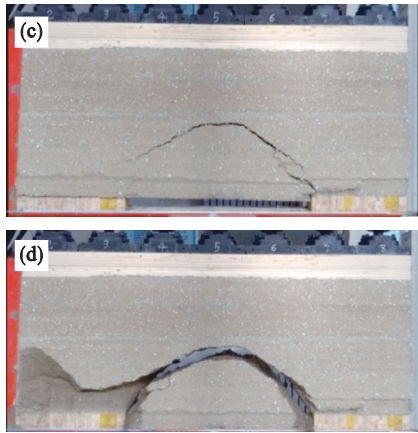


图4 方案 I 开挖过程

Fig. 4 Excavation process of scheme I
(a)—开挖3次; (b)—开挖8次;
(c)—开挖11次初态; (d)—开挖11次终态.

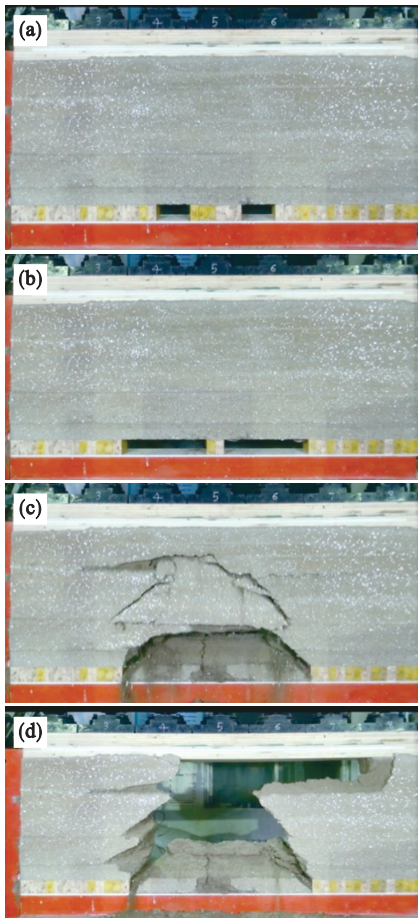


图5 方案 II 开挖过程

Fig. 5 Excavation process of scheme II
(a)—开挖3次; (b)—开挖10次;
(c)—开挖11次初态; (d)—开挖11次终态.

图6给出了两组方案在开挖过程中的应变演化曲线.如图6a所示,方案I布置的3个横向应变片均受到了拉伸作用,越靠近采空区顶板横向变形越明显,测点1和测点2表现出随着开挖其应变变量呈现明显的台阶式增长,表明方案I中

模型开挖后空区顶板在垂直荷载作用下受拉应力,且随着空区跨度的不断增加,顶板上拉应力不断增大,最终模型两帮剪应力达到其极限抗剪强度而发生破坏.如图6b所示,方案II中3个垂向应变片均受压,且随着开挖进行其压缩曲线有明显的台阶特征,表明方案II中随着开挖,矿柱上承受的压力越来越大,且在开始开挖矿柱后其压缩量显著增加,表明随着矿柱尺寸减小,矿柱承受的压力显著增大,矿柱的竖向变形也更大,展现了矿柱上能量的积蓄过程.

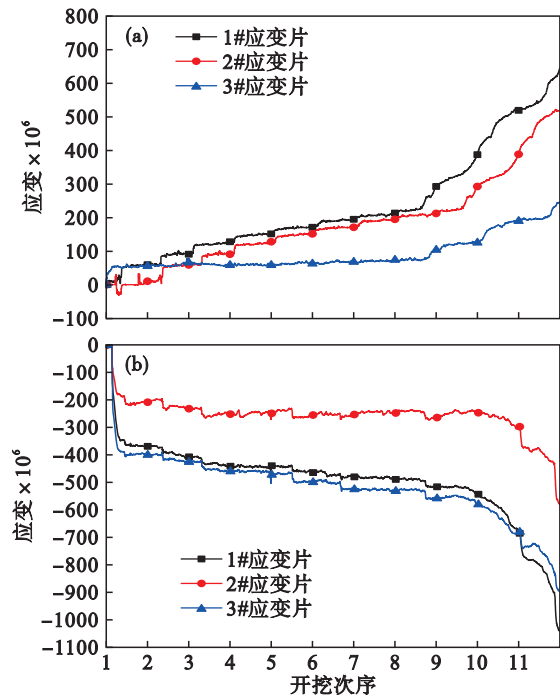


图6 两组实验方案的应变演化曲线

Fig. 6 Strain evolution curves of two experimental schemes

(a)—方案 I; (b)—方案 II.

为直观对比方案I和方案II在冒落后的差异,对两组方案模型冒落后的状态进行了对比,如图7所示.在两组方案中模型的冒落均呈现出了明显的拱形形态.方案I中模型达到初始冒落跨度1.1 m后,模型发生冒落,冒落的块体基本为完整的一块,经测量冒落拱高度为0.4 m,冒落角为 $49^{\circ}\sim 53^{\circ}$,该冒落拱的矢跨比(矢跨比用于表征拱的坦陡程度) $S_1=F/L=0.4/1.1=0.36$;在方案II中,发生冒落时冒落体分散为6个大小不一的块体,冒落拱的高度为0.7 m,冒落角为 $65^{\circ}\sim 72^{\circ}$,该冒落拱的矢跨比 $S_2=F/L=0.7/1.1=0.64$.可见,方案II冒落拱的矢跨比大于方案I,表明所形成的冒落拱拱形更陡,且总冒落量大于方案I,但冒落的块度远小于方案I.这主要是由于方案II中随着开挖的

进行,矿柱所承受的压力越来越大,使矿柱上方岩体发生变形和破坏,最终在矿柱上积蓄大量冒落能量,一旦矿柱被移除,冒落能量瞬间释放,模型发生冒落,且冒落的块体体积普遍较小.

柱消除后,在原矿柱支撑应力扰动下,冒落块体整体较小,不易发生大规模整体冒落,可避免发生冲击气浪灾害,同时更有利于覆岩冒落的发展,保证采空区覆岩快速冒透地表.

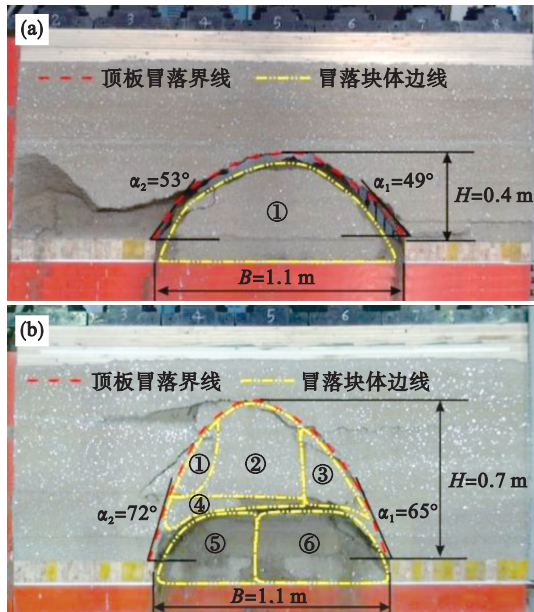


图 7 两组方案最终冒落形态

Fig. 7 Final caving patterns of two schemes

(a) — 方案 I; (b) — 方案 II.

实验结果表明,对于相邻采空区,矿柱的存在能够承载一定的能量积蓄,使矿柱上方覆岩在应力扰动作用下发生一定程度的变形和破坏.矿

3 相邻采空区诱导冒落覆岩断裂及冒落机理分析

3.1 数值模型构建

研究选择书记沟铁矿 208 采场 1#采空区和 2#采空区 A-A 剖面采空区形态及原位地质结构作为数值模拟分析模型(图 8).采用 RFPA 数值模拟软件进行分析,所构建的数值模型分析域为 350 m×175 m,模型分为 61 250 个单元网格,模型顶部设置为自由面,其他边界进行法向位移约束,以开挖的方式形成 1#采空区与 2#采空区.为了突出节理在覆岩垮冒中的影响,将现场实际测得的 $\angle 72^\circ$ 和 $\angle 83^\circ$ 两组优势节理以随机分布的方式嵌入到模型中,文献[8]指出,近水平节理和两个接近正交的急倾斜节理组最有利于岩体断裂的发展,因此附加一条水平节理,更好展现出覆岩的断裂冒落发展特征.数值模拟所用岩体力学参数见表 2.模型以准静态方式加载并达到平衡状态,计算分析过程假定为平面应变问题,数值模型如图 9 所示.

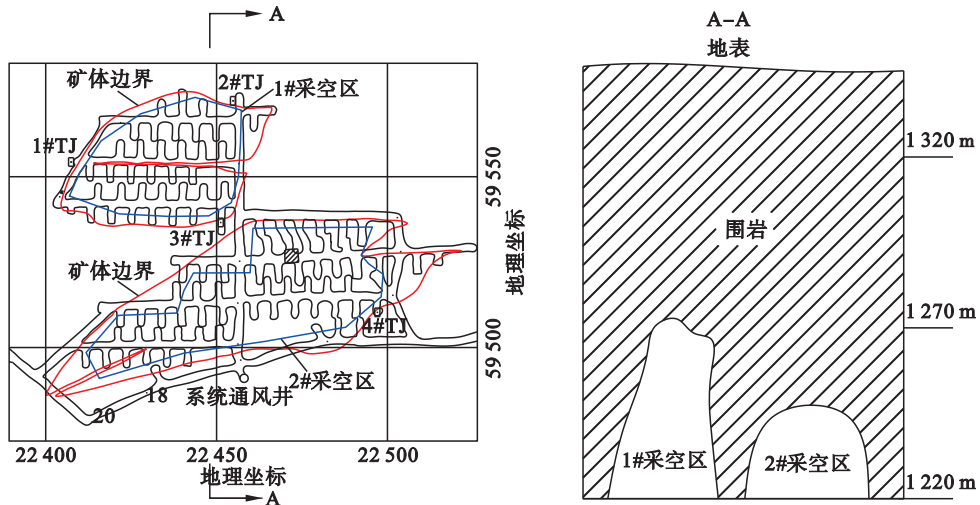


图 8 书记沟铁矿 208 采场采空区分布形态

Fig. 8 Distribution pattern of goaf in stope 208 of Shujigou iron mine

表 2 岩体力学参数

Table 2 Mechanical parameters of rock mass

岩石类型	均匀性指数	弹性模量	抗压强度	抗拉强度	泊松比	摩擦角	密度
	m	GPa	MPa	MPa		($^\circ$)	$\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$
磁铁矿石岩	3	23	24.1	2.8	0.27	38.5	2 700
斜长角闪岩	3	22	21.4	2.5	0.27	35.7	3 050
节理	5	1	5.5	0.1	0.32	30.3	1 000

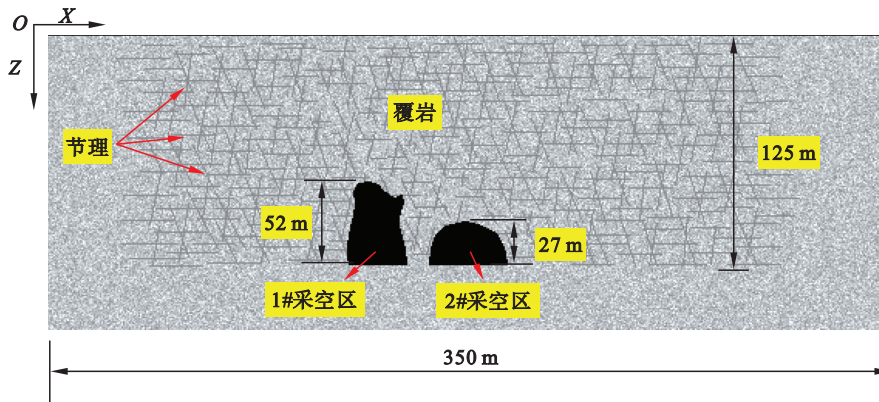


图9 数值分析模型

Fig. 9 Numerical analysis model

3.2 数值模拟结果分析

3.2.1 有矿柱支撑模拟结果

有矿柱支撑条件下数值模拟结果如图 10 所示.可以看出,随着采空区暴露时间的增加,在矿柱内及采空区顶板存在一定程度的裂隙发育区域,裂隙主要沿着节理产生(图 10a);高应力集中区域主要出现在矿柱内部及 2#采空区帮角位置(图 10b),说明此时矿柱已经积蓄一定能量而处于高应力状态,矿柱整体稳定性良好;拉伸损伤主要出现在矿柱内部及近采空区顶板覆岩中,剪切损伤主要出现在远离采空区顶板围岩中,损伤发展并未贯通(图 10c).结果表明,矿柱的存在一定程度上能够承载高应力作用,将相邻采空区隔离致使采空区暴露跨度达不到临界冒落跨度,可为采空区暂时稳定提供支撑.值得注意的是,一旦矿柱失稳,将导致其上覆岩层发生突然大规模的冒落,在没有准备的情况下,可能造成井下冒落冲击及地表大规模陷落致灾风险.

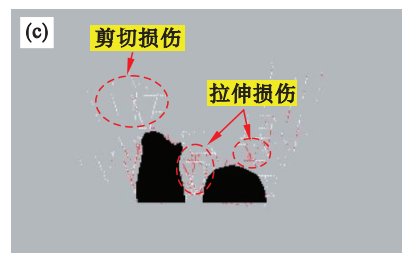
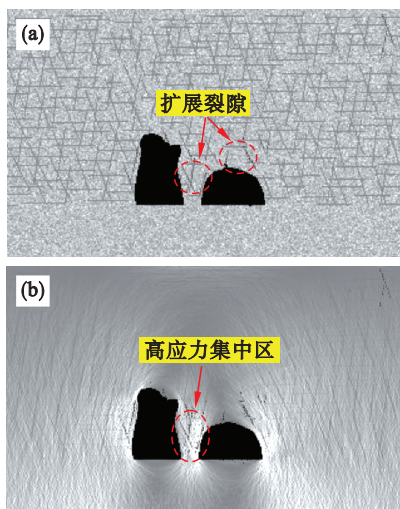


图 10 有矿柱支撑数值模拟结果

Fig. 10 Numerical simulation results with ore pillar support

(a)—裂隙扩展;(b)—应力演化;(c)—损伤发展.

3.2.2 无矿柱支撑模拟结果

无矿柱支撑条件下数值模拟结果如图 11 和 12 所示.可以看出,当通过诱导冒落方法消除矿柱后,由于相邻采空区相互贯通,使采空区暴露跨度超过临界冒落跨度,导致采空区顶板开始发生冒落,并且使冒落呈现拱形发展特征(图 11a);此时,在冒落块体上方出现多个拱形应力集中区域(应力拱),应力拱下方覆岩冒落,而上方岩层虽然趋于失稳离层,但是并未发生明显的冒落(图 11b);采空区顶板覆岩的损伤区域发展更加明显,冒落区域的拉伸损伤完全贯通,趋于失稳离层区域的拉伸损伤并未贯通(图 11c),说明拉伸损伤集中发育并彼此贯通是导致顶板覆岩冒落的主要因素,而应力拱的存在是保持其上覆岩层短暂稳定的主要因素.随着采空区暴露时间的持续增加,顶板覆岩裂隙继续向上发展,直至覆岩冒透地表(图 12a);此时顶板覆岩中的应力拱已经消散,仅在塌陷坑边界出现一定程度的应力集中(图 12b);整个冒落区域内的拉伸损伤已经完全贯通,并不断向远端扩展(图 12c).

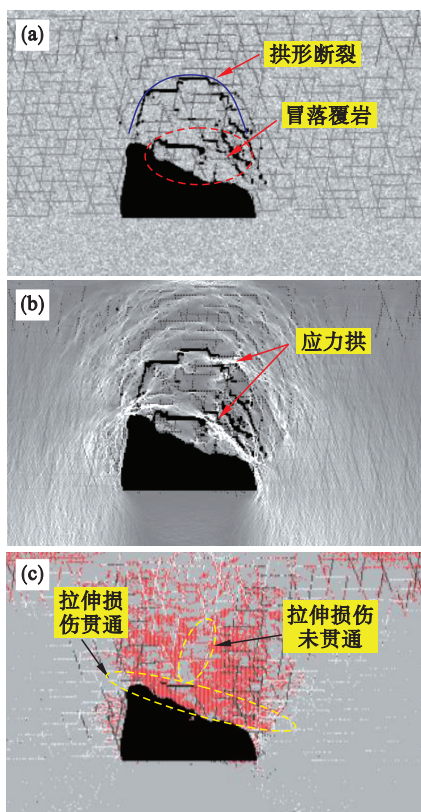


图 11 无矿柱支撑覆岩冒落数值模拟结果
Fig. 11 Numerical simulation results of caving of overlying rock without ore pillar support
(a)—覆岩冒落; (b)—应力演化; (c)—损伤发展.

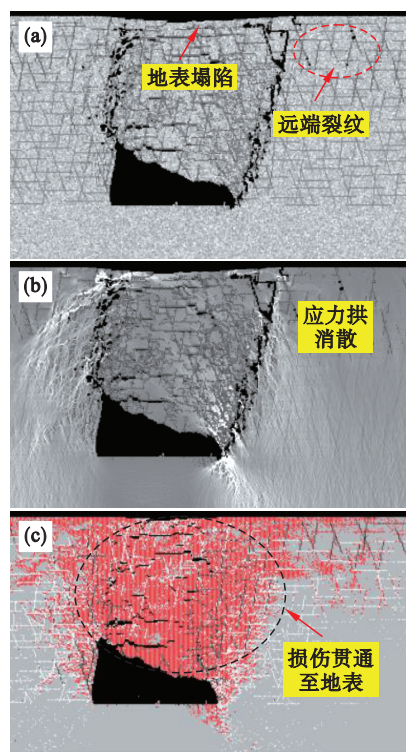


图 12 无矿柱支撑覆岩冒透地表数值模拟结果
Fig. 12 Numerical simulation results of surface penetration of overlying rock without ore pillar support
(a)—冒透地表; (b)—应力演化; (c)—损伤发展.

3.3 相邻采空区诱导冒落覆岩断裂及冒落机理

基于数值模拟分析结果,相邻采空区矿柱的存在能够承载应力能量的积蓄,使得矿柱处于高应力集中状态,进而保证未达到临界冒落跨度的两个采空区顶板覆岩裂隙发育受到限制,使得采空区处于稳定状态而不发生冒落;通过诱导冒落方法消除相邻采空区间矿柱后,两个采空区贯通形成连续的大规模采空区,此时采空区暴露跨度超过了其临界冒落跨度,使采空区覆岩发生冒落,由于应力拱反复形成与消散,使得采空区上覆岩层呈现断续冒落特征,即应力拱下方岩层发生冒落,而其上方岩层虽然趋于失稳离层,但可以保持短暂的稳定,采空区上覆岩层内部拉伸损伤的发展与贯通是覆岩裂隙发育直至冒落的主要诱因,通过诱导冒落方法处理相邻采空区矿柱可以保证其上覆岩层顺利冒透地表,消除采空区潜在威胁.

4 现场工程实践

4.1 工程背景

书记沟铁矿矿体长 50~500 m,平均厚度 45 m,延深 65~375 m,倾角 60°~76°,属于典型的急倾斜厚大矿体,矿石平均品位 (TFe) 30.64%~38.38%. II#井田 208 采场采用下盘斜井开拓,其中 1 270,1 220 m 两个阶段主要应用阶段矿房法采矿.在 1 220 m 阶段回采过程中,形成了 1#与 2#大小不等的采空区,两采空区之间存在厚度为 12 m 的隔离矿柱,采空区的剖面形态如图 8 所示.在 1 220 m 水平的出矿口,有采空区两侧的角闪岩出露,按截止品位放矿,已经达到放矿口不出空的程度.1#采空区高度与宽度分别为 52,40 m,2#采空区高度与宽度分别为 27,36 m.通过现场观测,两个相邻的采空区没有明显的冒落迹象.

通过实验室物理力学测定,采空区顶板覆岩的极限抗压强度为 2 056~2 332 t/m²,覆岩容重为 2.7 t/m³,1#采空区顶板埋深为 73 m,2#采空区顶板埋深为 98 m,将相关参数代入式(6),计算得到 1#采空区极限冒落跨度为 65.8~70.2 m,2#采空区极限冒落跨度为 40.9~43.6 m.目前 1#采空区实际暴露跨度为 40 m,2#采空区实际暴露跨度为 36 m.可以发现两个采空区的实际暴露跨度均未达到其极限冒落跨度,说明由于隔离矿柱的存在,1#与 2#采空区均不会发生冒落,这与现场实际观测采空区顶板冒落情况相吻合.因此,急需

对相邻采空区进行有效治理,以消除采空区威胁.

4.2 相邻采空区诱导冒落处理方法

通过前述分析,1#与2#采空区的存在状态属于典型的相邻采空区条件,由于两个采空区间存在 12 m 厚的隔离矿柱,致使采空区顶板悬而不冒,在无法预知的情况下容易造成井下采场大规模冲击及地表陷落致灾风险.而采空区处理的关键,在于保证顶板覆岩呈现多个块体顺利冒落.基于相似物理实验与数值模拟研究结果,两个采空区间的隔离矿柱顺序崩落后,可使两个采空区贯通成为一个大采空区,此时采空区暴露跨度可达 88 m,超过了两个采空区的极限冒落跨度,顶板覆岩能够顺利垮冒.

因此,研究提出采用诱导冒落方法处理相邻采空区间矿柱,即在 1 195 m 分段水平布置诱导工程.如图 13 所示,将 1 195 m 分段矿柱及采空区底板开凿 10 条用于布置中深孔的措施巷道(诱导工程),巷道总长度约为 120 m,在巷道中向矿柱内打设扇形中深孔进行爆破,中深孔数量及角度根据措施巷道所处位置的矿柱厚度而定,将矿柱顺次崩落,最终形成贯通的采空区.

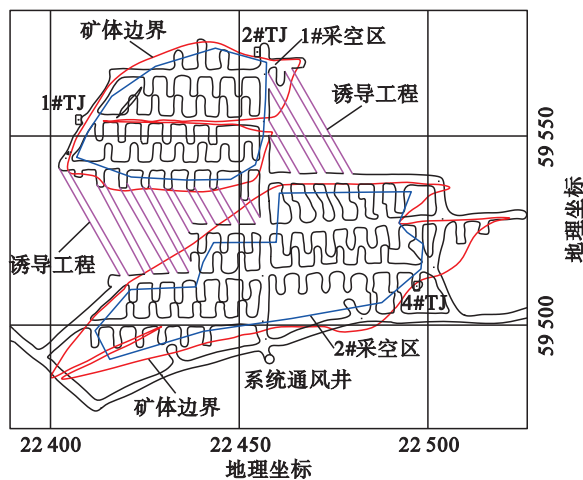


图 13 1 195 m 分段诱导工程布置图

Fig. 13 Layout of 1 195 m section induction engineering

4.3 现场实践效果

1) 采空区治理效果.针对研究提出的相邻采空区诱导冒落治理方法,在矿山进行了工程实践.在 1 195 m 分段布置诱导工程治理相邻采空区间柱后,随着相邻采空区的贯通,顶板覆岩发生持续冒落,并且冒落发展迅速达到地表,在地表形成直径约为 90 m 的椭圆形塌陷坑,塌陷坑边界并未超过所圈定的采动岩移界限,未对地表构

成陷落危害,实现了相邻采空区利用诱导冒落方法的有效治理目标.

2) 经济效益分析.针对 208 采场相邻采空区条件,为了防止采空区顶板突然大规模垮冒可能造成的井下冲击及地表陷落致灾风险,矿山原计划采用集中崩落采空区顶板覆岩的治理方法,通过经济成本分析,该方法需要在采空区顶板所处的阶段水平布置大量切割及措施工程,设计崩落面积达 0.23 万 m^2 ,崩落岩石量为 14.6 万 m^3 ,施工成本达 505.5 万元.采用诱导冒落技术对相邻采空区矿柱进行处理后,仅需要在 1 195 m 分段布置约 120 m 长的措施进路(诱导工程),计划崩落岩石 0.4 万 m^3 ,施工成本为 32.1 万元,施工成本减少了 93.65%,经济效益显著.

5 结 论

1) 构建了相邻采空区临界冒落跨度力学模型,计算得到书记沟铁矿 208 采场 1#与 2#采空区的临界冒落跨度分别为 65.8~70.2 m 与 40.9 m~43.6 m,而 1#采空区与 2#采空区实际暴露跨度分别为 40 m 与 36 m,两个采空区的实际暴露跨度均未达到其极限冒落跨度.由于隔离矿柱的存在,1#与 2#采空区均不会发生冒落,急需对相邻采空区采取处理措施,以消除采空区威胁.

2) 通过对比分析单一采空区与相邻采空区覆岩冒落特征,相邻采空区冒落拱矢跨比更大,形成的冒落拱拱形更陡,总体冒落量更多,但冒落的块度体积更小,表明矿柱的存在使其本身所承受的压力越来越大,导致矿柱上方岩体发生变形和破坏,一旦矿柱被移除,冒落能量瞬间释放便发生多个失稳块体的零散冒落,不易发生大规模整体冒落,可避免发生冲击气浪灾害.

3) 通过诱导冒落方法消除相邻采空区间矿柱后,两个采空区贯通形成连续的大规模采空区,此时采空区暴露跨度超过了其临界冒落跨度,使采空区覆岩发生冒落,应力拱反复形成与消散使得采空区上覆岩层呈现断续冒落特征,采空区上覆岩层内部拉伸损伤的发展与贯通是覆岩裂隙发育直至冒落的主要诱因,通过诱导冒落方法处理相邻采空区矿柱可以保证其上覆岩层顺利冒透地表,消除采空区潜在威胁.

4) 对书记沟铁矿 208 采场相邻采空区实施诱导冒落后,采空区覆岩可顺利冒透地表,形成明显的塌陷坑,井下采场没有受到任何冒落冲击

威胁,与原计划集中崩落顶板处理采空区相比,施工成本减少了 93.65%,经济效益显著,实现了相邻采空区的安全有效治理.

参考文献:

- [1] Abolfazlzadeh Y, Hudyma M. Identifying and describing a seismogenic zone in a sublevel caving mine [J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2016, 49 (9): 3735-3751.
- [2] Rafiee. R, Ataei M, KhalooKakaie R. A new cavability index in block caving mines using fuzzy rock engineering system [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2015, 77: 68-76.
- [3] Santos A E M, Amaral T K M, Mendonça G A, et al. Open stope stability assessment through artificial intelligence [J]. *REM: International Engineering Journal*, 2020, 73 (3): 295-401.
- [4] Emad M Z, Mitri H, Kelly C. State-of-the-art review of backfill practices for sublevel stoping system [J]. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 2015, 29(6): 544-556.
- [5] Firouzabadi M, Esmacili K, Rashkolia G S, et al. A discrete element modelling of gravity flow in sublevel caving considering the shape and size distribution of particles [J]. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 2023, 37(4): 255-276.
- [6] Wang J A, Li D Z, Shang X C. Creep failure of roof stratum above mined-out area [J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2012, 45(4): 530-546.
- [7] Junthong P, Khamrat S, Sartkaew S, et al. Determination of time-dependent strengths of salt pillars based on strain energy principle [J]. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2019, 29: 273-279.
- [8] 刘银,张晶,周宗红,等.复杂不规则采空区围岩冒落持续监测及周期性冒落特征分析[J].*金属矿山*,2024(7):1-8.
(Liu Yin, Zhang Jing, Zhou Zong-hong, et al. Continuous monitoring of caving and analysis of periodicity caving characteristics for the complex and irregular goaf surrounding rock [J]. *Metal Mine*, 2024(7):1-8.)
- [9] 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 Rong-xing, 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.)
- [10] 姜立春,谢波.沉积型铝土矿采空区矿柱-顶板支撑系统滑移突变失稳分析[J].*东北大学学报(自然科学版)*,2020,41(12):1767-1773,1787.
(Jiang Li-chun, Xie Bo. Analysis on catastrophic sliding of pillar-roof supporting system in a sedimentary bauxite goaf mine [J]. *Journal of Northeastern University (Natural Science)*, 2020, 41(12): 1767-1773, 1787.)
- [11] 任凤玉,李楠,常帅,等.眼前山铁矿主采区露天转地下诱导冒落法开采方案研究[J].*金属矿山*,2010(2):42-45.
(Ren Feng-yu, Li Nan, Chang Shuai, et al. Study on the induced caving method in transferring from open pit to underground mining in main mining area of Yanqianshan Iron Mine [J]. *Metal Mine*, 2010 (2): 42-45.)
- [12] He R X, Liu H, Ren F Y. A fuzzy comprehensive assessment approach and application of rock mass cavability in block caving mining [J]. *Mathematical Problems in Engineering*, 2019, 2019:2063640.
- [13] Li H Y, Ren F Y, Zhao Y F, et al. Determination of the critical span for a large-caving above a mined-out area [J]. *Multidisciplinary Sciences*, 2019, 116(4): 654-660.
- [14] Vyazmensky A, Elmo D, Stead D. Role of rock mass fabric and faulting in the development of block caving induced surface subsidence [J]. *Rock Mechanics & Rock Engineering*, 2010, 43(5): 533-556.