巨厚坚硬岩层采场支承压力与能量演化数值模拟研究*

许斌[1],张沿[1],栾博宇[1],李贝贝[2],王光民[3]

(1.山东科技大学 采矿工程研究院, 山东 泰安市 271000;
2.山东能源集团鲁西矿业有限公司, 山东 菏泽市 274700;
3.兖矿集团煤矿冲击地压防治研究中心, 山东 济宁市 273599)

摘要:为了揭示巨厚坚硬岩层对采场支承压力与能量分布演化规律的影响,以杨柳煤矿某典型矿区为研究对象,使用数值模拟方法对其支承压力的变化规律与能量演化过程进行模拟研究。结果表明:(1)覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,工作面中部及两侧的超前支承压力分别比无巨厚坚硬岩层时增加了9%和5%左右,这说明当覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,采场中部及两侧长期处于高应力状态,当采场受到外力扰动时,会更容易导致矿震、冲击地压等动力灾害的发生;(2)覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,其发生破断后采场超前支承压力变化曲线呈现断崖式下降,覆岩中无巨厚坚硬岩层时,相较于前者,其采场超前支承压力变化曲线则较为平缓;(3)随着工作面距离的持续推进,覆岩中有无巨厚坚硬岩层存在时,其临空帮支承压力峰值比回采帮支承压力峰值分别增加了3.60 MPa与3.39 MPa,两者侧向支承压力变化趋势基本保持一致,但巷道临空帮的侧向支承压力明显大于巷道回采帮的侧向支承压力,这说明巨厚坚硬岩层的存在使得应力集中,巷道回采会更容易发生破坏;(4)巨厚坚硬岩层破断后会对采场造成巨大的冲击,与无巨厚坚硬岩层采场相比,其破坏程度更加剧烈,释放的弹性能更多,影响范围也更加广泛。

关键词:巨厚坚硬岩层;支承压力;能量分布;数值模拟

中图分类号:TD323 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2025)03-0101-10

Numerical Simulation Study on Abutment Pressure and Energy Evolution of Super-Thick and Hard Strata Stope

XU Bin[1], *ZHANG Yan*[1], *LUAN Boyu*[1], *LI Beibei*[2], *WANG Guangmin*[3]

(1.Mining Engineering Research Institute, Shandong University of Science and Technology, Taian, Shandong 271000, China;
2.Shandong Energy Group Luxi Mining Co., Ltd., Heze, Shandong 274700, China;
3.Yankuang Group Coal Mine Rock Burst Research Center, Jining, Shandong 273599, China)

Abstract: In order to reveal the influences of super-thick and hard strata on abutment pressure and the evolution law of energy distribution in stope, a typical mining area of Yangliu Coal Mine was taken as the research object, and the variation law of abutment pressure and energy evolution process were simulated by numerical simulation method. The results are concluded as follows. (1) When there are super-thick and hard strata in the overlying strata, the advance abutment pressure in the middle and both sides of the working face is increased by about 9% and 5% respectively compared with that without super-thick and hard strata. This shows that when there are super-thick and hard strata in the overlying strata, the middle and both sides of the stope are in a high stress state for a long time. When the stope is disturbed by external force, it is more likely to lead to the occurrence of dynamic disasters such as mine earthquake and rock burst. (2) When there are super-thick and hard strata in the overlying strata, the change curve of the advance abutment pressure of the stope shows a cliff-like decline after breaking. When there are no super-thick and hard strata in the overlying strata, the change curve of the advance abutment pressure of the stope is gentler than that of the former. (3) With the continuous advancement of the working face distance, the peak value of the abutment pressure of the free side is increased by 3.60 MPa and 3.39 MPa respectively compared with the peak value of the abutment pressure of the mining side when there are or are not super-thick and hard strata in the overlying strata. The change trend of the side abutment pressure of the two is basically the same, but the side abutment pressure of the free side of the roadway is obviously larger than the lateral abutment pressure of the mining side of the roadway. This shows that the existence of super-thick and hard strata makes the stress concentration, roadway mining will be more prone to damage. (4) The super-

* **收稿日期**:2024-04-24
基金项目:泰安市科技创新发展项目(2021GX066)
作者简介:许斌(1988—),男,山东肥城人,博士,助理研究员,主要从事矿山压力与岩层控制、冲击地压防控方面的研究工作。E-mail:china0704xubin@163.com

thick and hard strata will cause great impact on the stope after breaking. Compared with the stope without super-thick and hard strata, the damage degree is more severe, the elastic energy released is more, and the influence range is more extensive.

Key words: Super-thick and hard stratum, Abutment pressure, Energy distribution, Numerical simulation

0 引言

随着浅部煤炭资源逐渐匮乏,我国的煤炭开采也开始向深部转移[1-2]。但随着开采深度的增加,冲击地压也成为深部开采面临的主要问题之一[3-5]。当覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,因其垮落步距长、岩层裂隙不易发育、承载能力强等特点,随着工作面的推进,存在于覆岩中的巨厚坚硬岩层不会随工作面的推进而垮落,而是悬跨在工作面上方,不断积聚着能量,当其发生破断时会突然释放大量的能量,诱发高能量矿震以及冲击地压等动力灾害,严重威胁井下的安全生产。

国内外学者对此进行了大量的研究,其中有著名的压力拱理论、砌体梁理论、关键层控制理论、铰接岩块假说等,学者们通过理论分析、力学分析、物理模拟试验、数值模拟试验等方法对采场中应力关系与覆岩运移规律进行了分析研究。其中,周楠等[6]通过构建坚硬岩层破断的薄板力学模型,给出了岩板正应力与破断尺寸的关系式,得到了坚硬岩层极限悬露尺寸与采区开采尺寸的关系。荣海等[7]通过对坚硬岩层结构进行分析,得出了相应的计算公式。LI 等[8]通过研究开采速度对工作面以及上覆岩层的影响,建立了冲击地压的风险评价指标。张全等[9]认为高位厚硬岩层是强矿震的主要孕育、发生基地,而且深部煤层上覆往往孕育多层关键层,煤层采动易造成上覆多关键层协同断裂运动。左建平等[10]通过理论分析和数值模拟对岩层破断机理进行讨论,得到了 3 种破断机制、7 类破断模式。卜庆为等[11]通过理论分析认为悬伸跨度、上覆岩层荷载是厚硬顶板采动承载和能量聚散演化的关键影响因素,上覆岩层荷载、自身厚度和强度是厚硬顶板极限悬伸跨度的关键影响因素。张震等[12]通过研究发现采场超前支承压力有从工作面中部向两端头扩展的动态迁移特性。谭云亮等[13]认为能量增大和应力突变是坚硬顶板型冲击地压前兆信息的两个主要特点。徐刚等[14]通过研究发现覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,具有来压强增阻、来压步距大、偶有动载冲击等特征。

基于以上研究,本文以杨柳煤矿某典型矿区为研究模型,通过数值模拟试验对覆岩中存在巨厚坚硬岩层的采场进行研究,探究其支承压力与能量的演化规律,探讨回采时巨厚坚硬岩层对工作面造成的影响,对后续存在巨厚坚硬岩层采场的安全开采具有重要参考价值,以期为冲击地压等动力灾害的防治提供参考。

1 模型概况

1.1 模型尺寸及边界条件

本文使用 FLAC3D 数值模拟软件进行研究,根据杨柳煤矿某典型赋存矿区条件建立的模型长×宽×高为 710 m×390 m×301 m。开采过程中使用全采高全部垮落法,垮落高度为 8 m。工作面的开采尺寸:宽 180 m、回采距离 500 m、开切眼宽 10 m。建立的三维计算模型几何尺寸如图 1 所示。

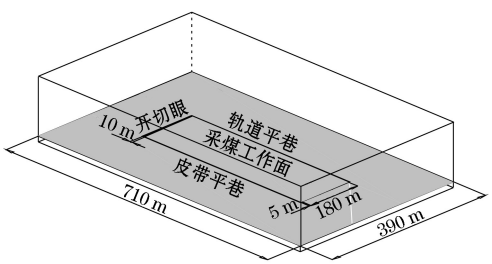


图 1 三维计算模型几何尺寸

Fig.1 Geometric dimensions of three-dimensional calculate model

回采巷道尺寸:宽为 5 m、高为 4 m,模型四周边界煤柱为 100 m,所采煤层的埋深为 600 m。边界条件:z 轴高度为 274 m,顶部向下施加 8.15 MPa 等效载荷,相当于 326 m 厚的上覆岩层向下施加压力,其余 5 面的位移约束均为法向约束,侧压系数为 0.5,计算前对各个岩层的应力完成初始化。FLAC3D 三维模型如图 2 所示。

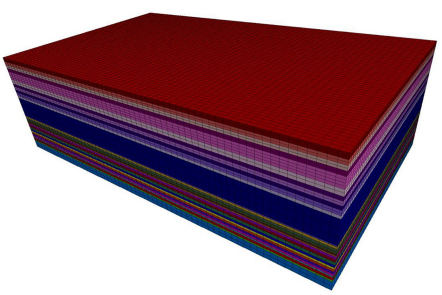


图 2 FLAC3D 三维模型

Fig.2 FALC3D three-dimensional model

1.2 岩层力学参数

为研究巨厚坚硬岩层对采场支承压力和巷道应力的影响,通过建立两个模型进行对比研究。模型一:巨厚坚硬岩层厚度为 60 m;与所采的煤层间距为 80 m。模型二:巨厚坚硬岩层用同等厚度的软岩来替代,其他条件不变。模型中各岩层岩性及其力学参数见表 1。

表 1 模型各岩层岩性及其力学参数

Table 1 Lithology and mechanical parameters of each rock strata in the model

岩层编号	岩层名称	密度/(kg/m³)	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)
顶板 27	细砂岩	2 510	12.5	8.3	3.3	3.5	36
顶板 26	粉砂岩	2 520	15.3	9.3	2.8	2.4	33
顶板 25	泥岩	2 330	7.2	5.3	1.3	2.2	27
顶板 24	粉砂岩	2 520	15.3	9.3	2.8	2.4	33
顶板 23	泥岩	2 330	7.2	5.3	1.3	2.2	27
顶板 22	细砂岩	2 510	12.5	8.3	3.3	3.5	36
顶板 21	砂质泥岩	2 430	9.8	7.6	1.7	2.1	34
顶板 20	细砂岩	2 510	12.5	8.3	3.3	3.5	36
顶板 19	泥岩	2 330	7.2	5.3	1.3	2.2	27
顶板 18	粉砂岩	2 520	15.3	9.3	2.8	2.4	33
顶板 17	泥岩	2 330	7.2	5.3	1.3	2.2	27
顶板 16	岩浆岩	2 990	38.6	29.6	6.3	7.3	41
顶板 15	泥岩	2 330	7.2	5.3	1.3	2.2	27
顶板 14	细砂岩	2 510	12.5	8.3	3.3	3.5	36
顶板 13	砂质泥岩	2 430	9.8	7.6	1.7	2.1	34
顶板 12	粉砂岩	2 520	15.3	9.3	2.8	2.4	33
顶板 11	煤	1 360	4.7	3.5	1.1	1.0	30
顶板 10	粉砂岩	2 520	15.3	9.3	2.8	2.4	33
顶板 2	粉砂岩	2 520	15.3	9.3	2.8	2.4	33
顶板 1	细砂岩	2 510	12.5	8.3	3.3	3.5	36
煤层	煤	1 360	4.7	3.5	1.1	1.0	30
底板 1	粗砂岩	2 520	26.6	20.5	4.5	3.6	38
底板 2	砂质泥岩	2 430	9.8	7.6	1.7	2.1	34

1.3 监测线、监测点布置情况

分析运算后的岩体应力及岩体位移数据,监测线的布置平面图如图 3 所示,监测线以及监测点布置在工作面宽度的 1/2 处。走向监测线与工作面推进方向平行,每隔 15 m 布设一条(以皮带平巷为准);倾向监测线与皮带平巷垂直,每隔 10 m 布设一条。面向工作面推进方向,靠近皮带平巷的右侧煤体为临空帮,另一侧为回采帮。皮带平巷各位移监测点分别布置在各巷帮和顶底板的中央,监测点布置剖面图如图 4 所示。

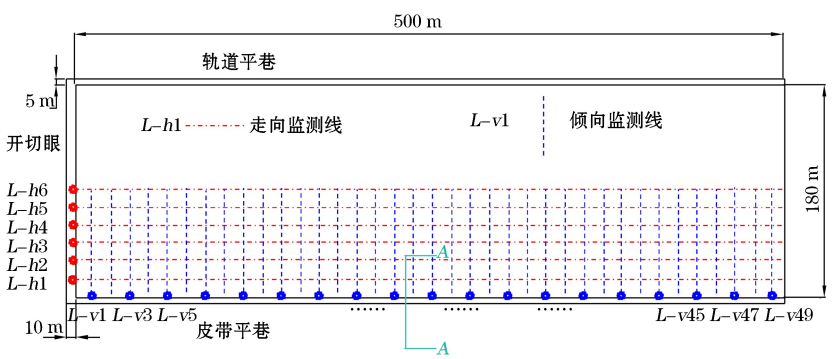


图 3 监测线布置平面

Fig.3 Layout plane diagram of monitoring line

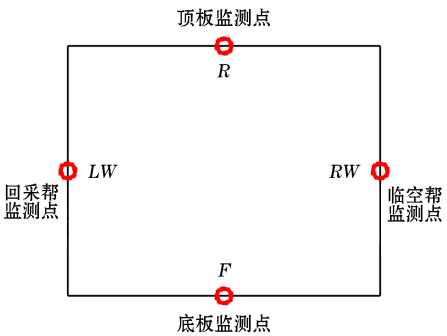


图 4 皮带平巷监测点布置剖面

Fig.4 Layout profile of monitoring points in belt drift

2 采场及巷道支承压力变化规律分析

2.1 采场超前支承压力变化规律

选取两条监测线,测线 L-$h6$ 图中位置位于工作面中部,测线 L-$h1$ 图中位置位于距离工作面两侧 15 m 处,通过这两条监测线来研究工作面中部、两侧附近的超前支承压力受采场采动影响的变化规律。两条测线上的支承压力峰值随工作面推进距离的变化曲线如图 5 和图 6 所示,规律如下。

(1) 由图 5 可知,随着工作面的推进,采场支承压力分为两个阶段。阶段Ⅰ:随着工作面距离的不断推进,覆岩中有巨厚坚硬岩层采场超前支承压力小于无巨厚坚硬岩层采场超前支承压力。阶段Ⅱ:随工作面距离的推进,覆岩有巨厚坚硬岩层采场超前支承压力大于无巨厚坚硬岩层采场超前支承压力。

(2) 覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,破断前其工作面中部及两侧超前支承压力发育较为平缓,两者保持在 32.45～32.91 MPa 和 31.24～32.31 MPa。覆岩中无巨厚坚硬岩层时,两者超前支承压力保持在 29.83～30.23 MPa 和 29.66～30.65 MPa。由图 5 可知,随着巨厚坚硬岩层长时间的悬跨导致应力集中并向煤壁的前方传递,故当覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,采场中部以及两侧长期处于高应力状态,当采场受到外力扰动时,更容易导致矿震、冲击地压等动力灾害的发生。

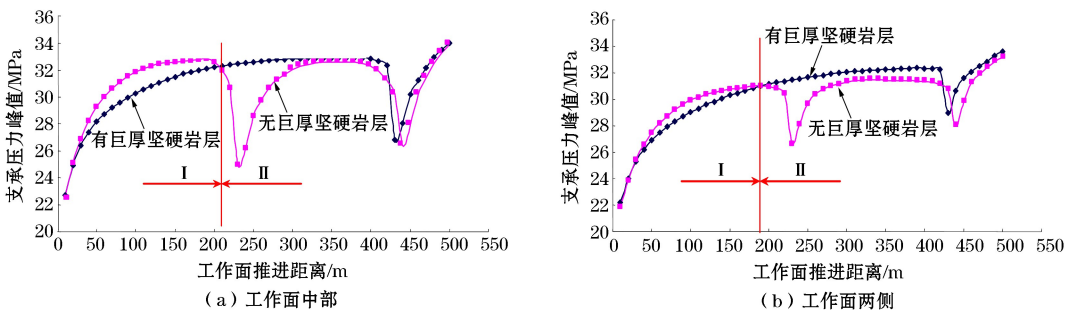


图 5 有无巨厚坚硬岩层下超前支承压力随工作面推进距离的变化曲线

Fig.5 Change curves of advance abutment pressure with advancing distance of working face under the condition of super-thick and hard strata or not

(3) 由图 6 可知,覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,采场超前支承压力变化曲线呈现断崖式下降,覆岩中无巨厚坚硬岩层时,相较于前者,其超前支承压力的变化曲线则较为平缓。覆岩主关键层发生破断前后,有巨厚坚硬岩层时,工作面中部超前支承压力降低 5.55 MPa,两侧超前支承压力降低 3.29 MPa;无巨厚坚硬岩层时,工作面中部超前支承压力降低 5.77 MPa,两侧超前支承压力降低 3.80 MPa。由以上数据可以看出,巨厚坚硬岩层的存在在一定程度上降低了关键层破断时能量释放的强度。

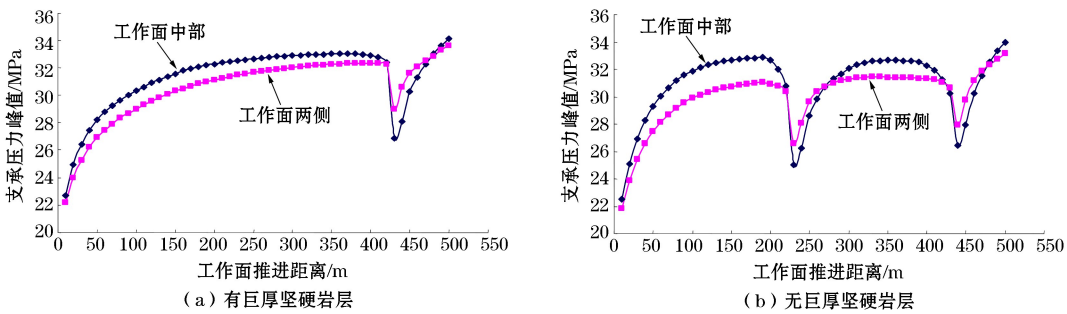


图 6 不同位置超前支承压力随工作面推进距离的变化曲线

Fig.6 Change curves of advance abutment pressure with advancing distance of working face at different positions

随着工作面推进距离的增加,由于工作面两侧存在回采巷道,无论覆岩中是否存在巨厚坚硬岩层,工作面两侧支承压力均小于工作面中部支承压力,这说明回采巷道的存在使得工作面两侧的支承压力向工作面中部转移。

2.2 巷道侧向支承压力变化规律

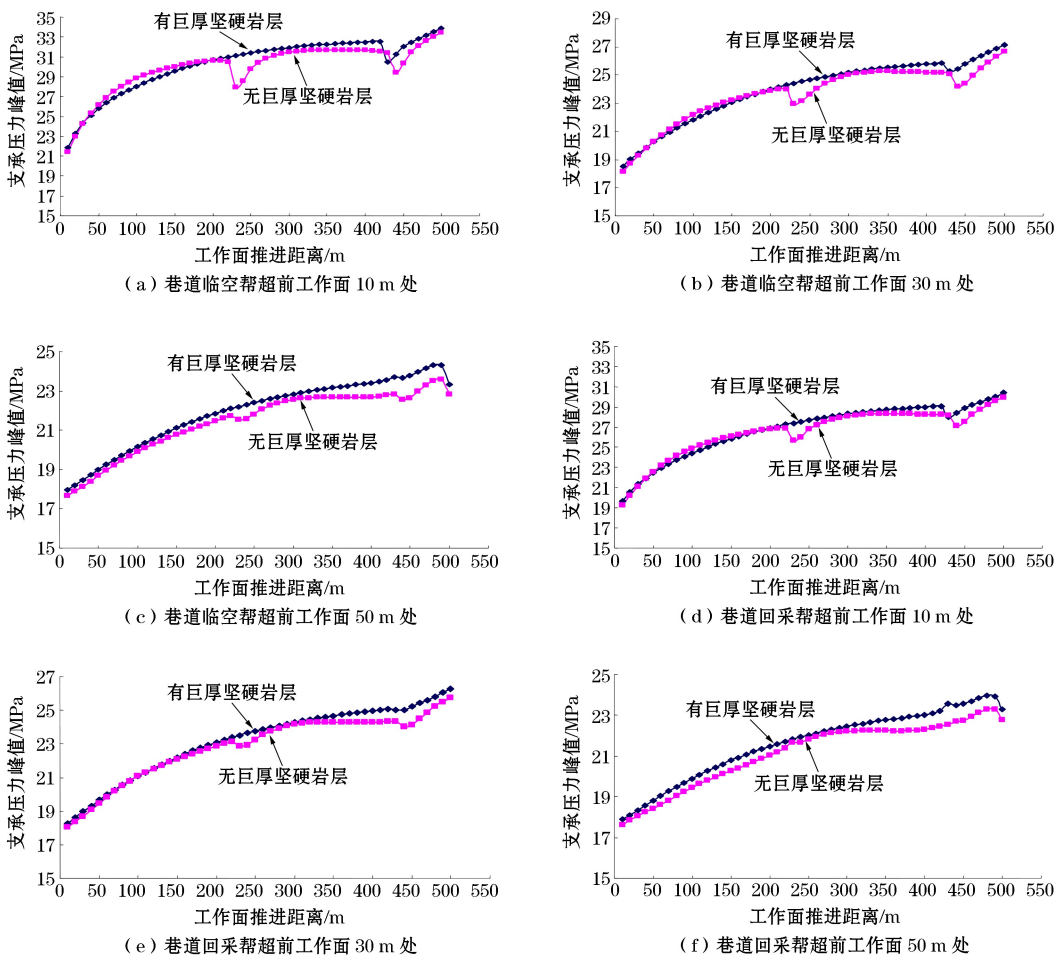
选取图 4 中位于巷道右侧的监测线 RW 和位于巷道左侧的监测线 LW,研究采场采动对巷道右侧和左侧超前工作面 10 m、30 m 和 50 m 处侧向支承压力造成影响的变化规律。

2.2.1 巨厚坚硬岩层对采动过程中巷道侧向支承压力的影响

有无巨厚坚硬岩层下巷道侧向支承压力随工作面推进距离的变化曲线如图 7 所示。支承压力峰值变化规律如下。

(1) 工作面开采初期,覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,其巷道侧向支承压力与无巨厚坚硬岩层的巷道侧向支承压力基本上无差别,其巷道侧向支承压力在超前工作面 10 m 和 30 m 处略小于无巨厚坚硬岩层条件下的巷道侧向支承压力,在 50 m 处大于无巨厚坚硬岩层条件下的巷道侧向支承压力,这说明超前工作面位置不同,其影响程度也不同。

(2) 随着工作面推进距离的增加,覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,其巷道侧向支承压力一般要大于无巨厚坚硬岩层条件下的巷道侧向支承压力。而且随着工作面推进距离的增加,两者巷道侧向支承压力的差距也越来越大,说明巨厚坚硬岩层对巷道侧向支承压力的影响时间长,且随着时间推移其影响程度也越来越剧烈。



(a) 巷道临空帮超前工作面 10 m 处　(b) 巷道临空帮超前工作面 30 m 处

(c) 巷道临空帮超前工作面 50 m 处　(d) 巷道回采帮超前工作面 10 m 处

(e) 巷道回采帮超前工作面 30 m 处　(f) 巷道回采帮超前工作面 50 m 处

图 7　有无巨厚坚硬岩层下巷道侧向支承压力随工作面推进距离的变化曲线

Fig.7　Change curves of side abutment pressure of roadway with advancing distance of working face under the condition of super-thick and hard strata or not

2.2.2 巨厚坚硬岩层对巷道两帮侧向支承压力的影响

由图 7 可知,巷道两帮随工作面距离推进时其侧向支承压力变化规律基本一致。因此为研究采场采动对巷道靠近工作面内侧和工作面外侧支承压力

的影响,选用其中一处研究即可,本文选用超前工作面 10 m 处的巷道侧向支承压力作为研究对象进行研究分析,巷道不同位置侧向支承压力随工作面推进距离的变化曲线如图 8 所示。

随着工作面推进距离的增加,巷道临空帮与回采帮的侧向支承压力变化趋势基本保持一致,但巷道临空帮的侧向支承压力明显大于巷道回采帮的侧向支承压力。覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,临空帮支承压力峰值比回采帮的增加 3.60 MPa;覆岩中无巨厚坚硬岩层时,临空帮支承压力峰值比回采帮的增加 3.39 MPa。由此可见,覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,两侧支承压力的压力差变大,增加了 6.2%,这说明巨厚坚硬岩层的存在使得应力集中,巷道回采会更容易发生破坏。

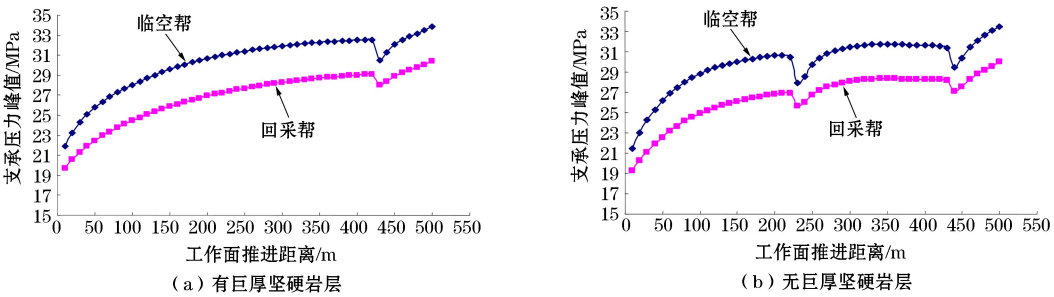


图 8 不同位置巷道侧向支承压力随工作面推进距离的变化曲线

Fig.8 Change curves of side abutment pressure with advancing distance of working face at different positions

3 煤岩体能量分析及覆岩与巷道的破坏规律

3.1 煤岩体能量分析

在煤层未开采时,地下的煤岩体都处于原始的应力状态,随着工作面的采动,破坏了其原始的应力平衡状态,随着工作面的不断推进,煤岩体内的应力得到了重新分布,但当覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,因厚度大、强度高的特点导致其不易垮落,长期的悬跨状态导致煤岩体长期处于高应力集中状态且逐渐发生弹性压缩变形,积聚大量的弹性能量,严重威胁井下的安全作业。

本文从观察煤岩体能量演化规律的角度出发,研究巨厚坚硬岩层破断前后采场弹性能的变化情况,并与无巨厚坚硬岩层存在的采场进行对比,观察巨厚坚硬岩层对采场周围弹性能的影响。

有无巨厚坚硬岩层下工作面中部弹性能峰值随工作面推进距离的变化曲线如图 9 所示。随着采场工作面距离的持续推进,煤层及上覆岩层内的弹性能经历了“积聚—释放—重新积聚”的周期变化过程。由图 9 可知,采场中的弹性能长时间处于应力集中状态,应力高且积聚大量的弹性能,在巨厚坚硬岩层第一次发生破断时,其峰值长期保持在 2.7×10^5 J 左右。大量的试验结果以及现场实践经验说明[15-16],微震活动的发生与弹性势能的积聚呈正相关关系,当微震活动保持一定水平时突然出现平衡期,此时期持续 2～3 d 后会发生严重的震动和冲击[17]。

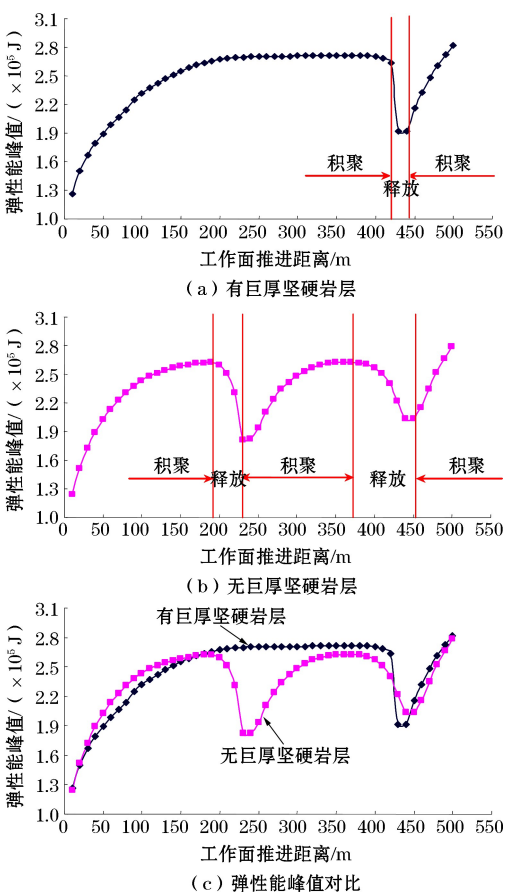


图 9 有无巨厚坚硬岩层下工作面中部弹性能峰值随工作面推进距离的变化曲线

Fig.9 Change curves of peak value of elastic energy in the middle of working face with different advancing distance of working face under the condition of super-thick and hard strata or not

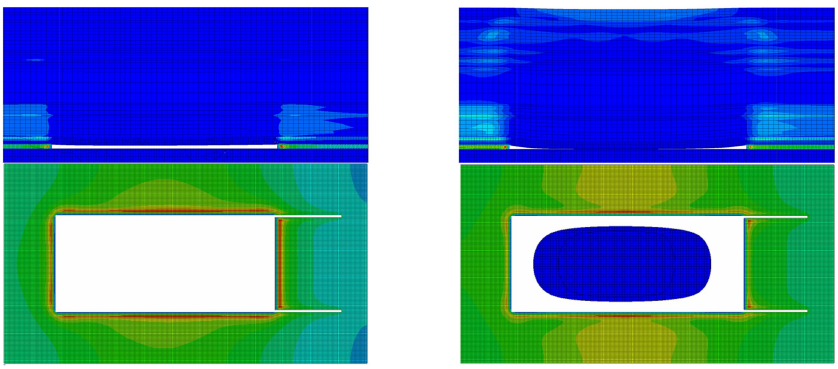
在数值模拟中,巨厚坚硬岩层破断会释放大量的弹性能量,其数值为 7.15×10^4 J,而无巨厚坚硬岩层的采场主关键层发生破断后释放的弹性能为 4.92×10^4 J。由此可见,覆岩中巨厚坚硬岩层破断后会对采场造成剧烈的冲击,且其破断程度更剧烈,释放的弹性能更多,极易诱发冲击地压等动力灾害的发生。

因此,当覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,会造成开采过程中支承压力以及弹性能的变异,使应力更加集中,不仅会对井下的安全开采造成巨大隐患,而且会产生更加强烈的井下灾害,加重了冲击地压等动力灾害的危险性。

覆岩中巨厚坚硬岩层破断前后的弹性能分布云图如图 10 所示。在上覆岩层主关键层发生破断前,其能量主要分布在采场的中间部分,当主关键层发生破断后,能量开始向采场两端集中,这是因为在发生破断前,上覆岩层的重量全部作用于采场,但是在发生破断后,底板对上覆岩层也起到了支撑作用,因此应力得到了重新分布。

3.2 上覆岩层及巷道围岩破坏规律

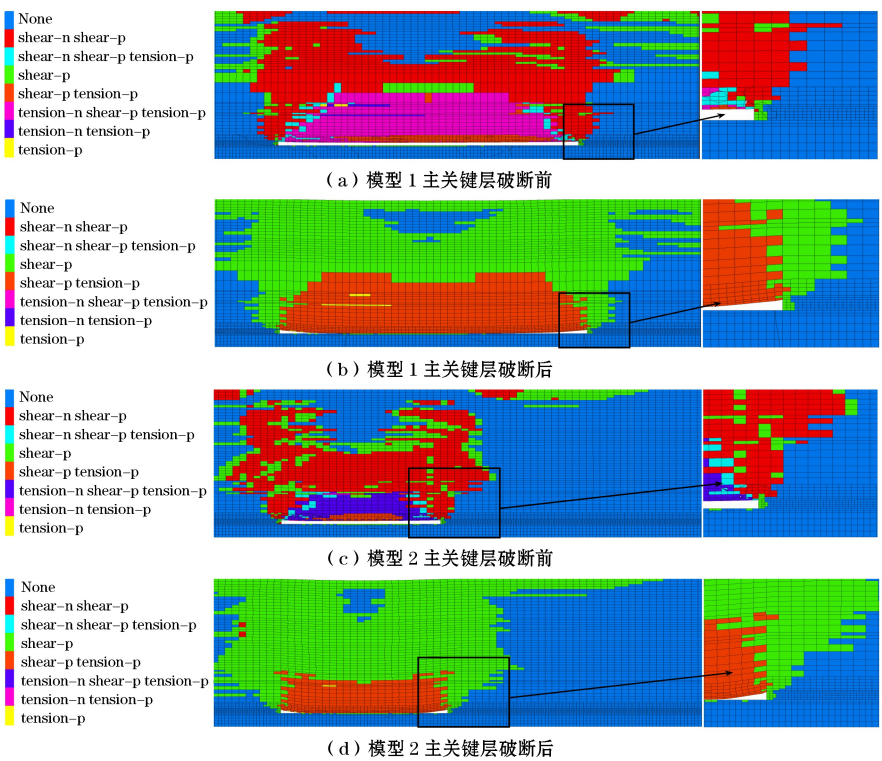
图 11 为采场围岩塑性区分布云图,观察其演化情况可以得出如下规律。



(a) 上覆岩层破断前　　(b) 上覆岩层破断后

图 10　覆岩中巨厚坚硬岩层破断前后的弹性能分布云图

Fig.10　Elastic energy distribution cloud diagrams of super-thick and hard strata before and after breaking in overlying strata



(a) 模型 1 主关键层破断前

(b) 模型 1 主关键层破断后

(c) 模型 2 主关键层破断前

(d) 模型 2 主关键层破断后

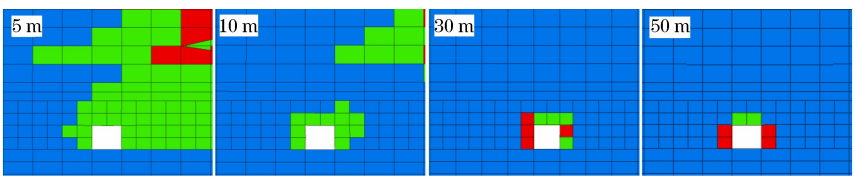
图 11　采场围岩塑性区分布云图

Fig.11　Distribution cloud diagrams of plastic zone of surrounding rock in stope

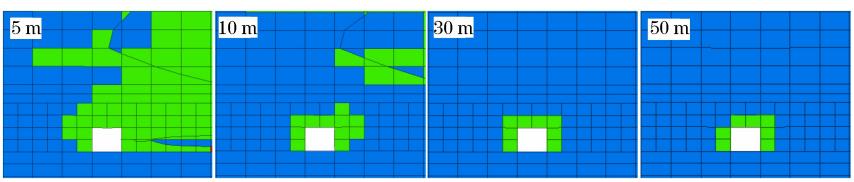
(1) 在主关键层破断之前,随着工作面距离的不断推进,煤层被采出后顶板失去支撑力开始向采空区一侧下沉,顶板发生大范围的剪切破坏,而未被开采的实体煤帮则作为顶板的支撑点,其顶板的应力不断垂直向下转移并集中,巨大的应力集中导致采场围岩发生变形破坏。在主关键层发生破断之后,应力重新分布,煤岩体内的弹性变形得到了恢复,但由于垂直应力的施加,岩体的强度得到了明显弱化,故没有新的塑性破坏发生。

(2) 当模型 1 与模型 2 的采场前方围岩塑性区破坏深度均为 7.5 m 时,模型 1 中破坏网格数为 11 个,模型 2 中破坏网格数为 10 个。结合前面对支承压力和弹性能的分析可以得出,覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,其围岩的破坏程度更大、范围更广。

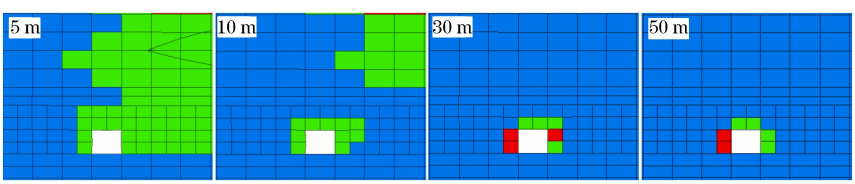
图 12 为巷道围岩塑性区分布云图。模型 1 和模型 2 的围岩塑性区破坏深度分别为 5 m、2.5 m,模型 1 的破坏网格数量大于模型 2 的破坏网格数量,与前文所述结合更能说明巨厚坚硬岩层的破断会对工作面与巷道造成严重的影响。



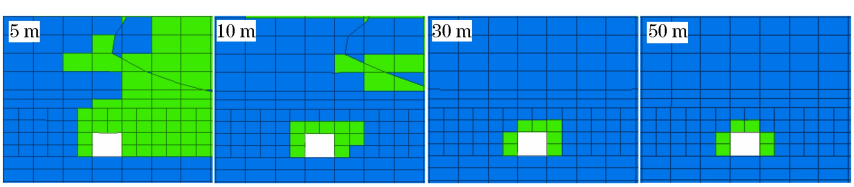
(a) 模型 1 主关键层破断前



(b) 模型 1 主关键层破断后



(c) 模型 2 主关键层破断前



(d) 模型 2 主关键层破断后

图 12 巷道围岩塑性区分布云图

Fig.12 Distribution cloud diagrams of plastic zone of roadway surrounding rock

4 结论

(1) 覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,其工作面中部及两侧超前支承压力分别保持在 32.45～32.91 MPa 和 31.24～32.31 MPa;覆岩中无巨厚坚硬岩层时,两者超前支承压力保持在 29.83～30.23 MPa 和 29.66～30.65 MPa。与无巨厚坚硬岩层采场相比,工作面中部超前支承压力增加了 9%左右,两侧超前支承压力增加了 5%左右。这说明当覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,采场中部及两侧长期处于高应力状态,当采场受到外力扰动时,会更容易导致矿震、冲击地压等动力灾害的发生。

(2) 当覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,采场中部和两侧长期处于高应力状态,在巨厚坚硬岩层破断前,采场中部和两侧超前支承压力均大于无巨厚坚硬岩层的采场,覆岩破断后,采场超前支承压力的变化曲线呈现断崖式下降,而覆岩中无巨厚坚硬岩层时,相较于前者,其超前支承压力的变化曲线则较为

平缓。

(3) 随着工作面距离的持续推进,覆岩中存在巨厚坚硬岩层时,临空帮支承压力峰值比回采帮增加 3.60 MPa;当覆岩中无巨厚坚硬岩层时,临空帮支承压力峰值比回采帮增加 3.39 MPa,两者侧向支承压力变化趋势基本保持一致,但巷道临空帮侧向支承压力明显大于巷道回采帮侧向支承压力,这说明巨厚坚硬岩层的存在使得应力集中,巷道回采会更容易发生破坏。

(4) 随着采场工作面距离的持续推进,煤层以及上覆岩层内的弹性能经历了"积聚—释放—重新积聚"的周期变化过程。在巨厚坚硬岩层发生破断前,采场中部弹性能长时间处于应力集中状态,应力高且积聚大量的弹性能。巨厚坚硬岩层破断后积聚的能量会突然释放,对采场造成巨大的冲击,与无巨厚坚硬岩层采场相比,其破断程度更加剧烈,释放的弹性能更多,其对工作面与巷道造成的破坏更加严重,范围也更加广泛。

参考文献(References):

[1] 杨俊哲,郑凯歌.厚煤层综放开采覆岩动力灾害原理及防治技术[J].采矿与安全工程学报,2020,37(4):750-758.
YANG Junzhe, ZHENG Kaige. The mechanism of overburden dynamic disasters and its control technology in top-coal caving in the mining of thick coal seams[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2020,37(4):750-758.

[2] 张翔,朱斯陶,姜福兴,等.深部大采高综采面厚硬岩层-煤柱结构失稳诱冲机理研究[J/OL].岩土工程学:1-10[2024-03-28].https://link.cnki.net/urlid/32.1124.TU.20240220.1548.002.
ZHANG Xiang, ZHU Sitao, JIANG Fuxing, et al. Mechanism of instability induced scour of thick hard rock-coal pillar structure in deep mining height fully mechanized working face [J/OL]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering:1-10[2024-03-28].https://link.cnki.net/urlid/32.1124.TU.20240220.1548.002.

[3] 窦林名,田鑫元,曹安业,等.我国煤矿冲击地压防治现状与难题[J].煤炭学报,2022,47(1):152-171.
DOU Linming, TIAN Xinyuan, CAO Anye, et al. Present situation and problems of coal mine rock burst prevention and control in China[J]. Journal of China Coal Society, 2022,47(1):152-171.

[4] 潘俊锋,毛德兵,蓝航,等.我国煤矿冲击地压防治技术研究现状及展望[J].煤炭科学技术,2013,41(6):21-25+41.
PAN Junfeng, MAO Debing, LAN Hang, et al. Study status and prospects of mine pressure bumping control technology in China[J]. Coal Science and Technology,2013, 41(6):21-25+41.

[5] 窦林名,周坤友,宋士康,等.煤矿冲击矿压机理、监测预警及防控技术研究[J].工程地质学报,2021,29(4):917-932.
DOU Linming, ZHOU Kunyou, SONG Shikang, et al. Occurrence mechanism, monttoring and prevention technology of rock burst in coal mines[J]. Journal of Engineering Geology,2021,29(4):917-932.

[6] 周楠,李泽君,张吉雄,等.采区坚硬岩层动力灾害致灾能量演化及充填弱化机理研究[J].采矿与安全工程学报,2023,40(5):1078-1091.
ZHOU Nan, LI Zejun, ZHANG Jixiong, et al. Energy evolution and back filling weakening mechanism of hard rock strata causing dynamic disasters in coal mining district[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(5): 1078-1091.

[7] 荣海,于世棋,王雅迪,等.坚硬覆岩的结构失稳运动规律及其对冲击地压的影响[J].采矿与岩层控制工程学报,2022,4(6):16-26.
RONG Hai, YU Shiqi, WANG Yadi, et al. Analysis of structural instability movement of hard overburden and its influence mechanism on rockburst[J]. Journal of Mining And Strata Control Engineering,2022,4(6):16-26.

[8] LI W, TU S, TU H S, et al. A new method to assess thick, hard roof-induced rock burst risk based on mining speed effect on key energy strata[J].Sustainability,2022,14(22): 1-19.

[9] 张全,邹俊鹏,吴坤波,等.深部采煤上覆关键层破断诱发矿震特征研究[J].岩石力学与工程学报,2023,42(5):1150-1161.
ZHANG Quan, ZOU Junpeng, WU Kunbo, et al. On the characteristics of mine earthquakes induced by key strata breaking during deep mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2023,42(5):1150-1161.

[10] 左建平,于美鲁,孙运江,等.不同厚度岩层破断模式转变机理及力学模型分析[J].煤炭学报,2023,48(4):1449-1463.
ZUO Jianping, YU Meilu, SUN Yunjiang, et al. Analysis of fracture mode transformation mechanism and mechanical model of rock strata with different thicknesses[J]. Journal of China Coal Society,2023,48(4):1449-1463.

[11] 卜庆为,涂敏,张向阳,等.采场厚硬顶板破断失稳与能量聚散演化研究[J].采矿与安全工程学报,2022,39(5):867-878.
BU Qingwei, TU Min, ZHANG Xiangyang, et al. Study on fracture instability and energy accumulation-release evolution of thick-ard roof in stope[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2022,39(5):867-878.

[12] 张震,徐刚,高晓进,等.采场支承压力全程动态演化特征及机理分析[J].采矿与安全工程学报,2023,40(6):1219-1230.
ZHANG Zhen, XU Gang, GAO Xiaojin, et al. Characteristics and mechanism of stope abutment pressure during the whole process[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2023,40(6):1219-1230.

[13] 谭云亮,张明,徐强,等.坚硬顶板型冲击地压发生机理及监测预警研究[J].煤炭科学技术,2019,47(1):166-172.
TAN Yunliang, ZHANG Ming, XU Qiang, et al. Study on occurrence mechanism and monitoring and early warning of rockburst caused by hard roof [J]. Coal Science and Technology,2019,47(1):166-172.

[14] 徐刚,于健浩,范志忠,等.国内典型顶板条件工作面矿压显现规律[J].煤炭学报,2021,46(增刊1):25-37.
XU Gang, YU Jianhao, Fan Zhizhong, et al. Characteristics of strata pressure behavior of working face under typical roof conditions in China[J]. Journal of China Coal Society,2021,46(Suppl.1):25-37.

[15] 刘滨,刘泉声.岩爆孕育发生过程中的微震活动规律研究[J].采矿与安全工程学报,2011,28(2):174-180.
LIU Bin, LIU Quansheng. Space evolution regularity of microseism during the development of rockburst[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2011,28(2):174-180.

[16] 周光文,刘文岗,姜耀东,等.采场冲击地压的能量积聚释放特征分析[J].采矿与安全工程学报,2008(1):73-77+81.
ZHOU Guangwen, LIU Wen'gang, JIANG Yaodong, et al. Characteristics of energy accumulation and release of rock outburst in mining face[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2008(1):73-77+81.

[17] 钱鸣高,石平五,许家林.矿山压力与岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2003.
QIAN Minggao, SHI Pingwu, XU Jialin. Ground pressure and strata control[M]. Xu Zhou:China University of Mining and Technology Press,2003.