



移动扫码阅读

DOI: 10.13347/j.cnki.mkaq.2022.08.015

马文伟.大采高坚硬顶板工作面巷道围岩控制技术[J].煤矿安全,2022,53(8):94-103.

MA Wenwei. Study on surrounding rock control technology of roadway in large mining height hard roof face [J]. Safety in Coal Mines, 2022, 53(8): 94-103.

大采高坚硬顶板工作面巷道围岩控制技术

马文伟^{1,2}

(1.中煤科工集团沈阳研究院有限公司,辽宁 抚顺 113122;2.煤矿安全技术国家重点实验室,辽宁 抚顺 113122)

摘要:当深部采煤工作面顶板上覆岩层中存在厚度较大的坚硬岩层时,坚硬岩层不易垮落,回转下沉过程中会造成采煤工作面和煤柱内支承应力急剧增加,造成矿压显现异常明显,巷道围岩控制难度大。以存在坚硬顶板的保德煤矿 3304 工作面为研究对象,采用理论分析、数值模拟、现场实践等方法,提出切顶卸压、留设合理煤柱宽度、强帮强角锚杆支护相结合的巷道围岩控制方案,研究合理参数对巷道围岩的控制效果。结果显示,切顶高度为 16 m,切顶角度为 10°,护巷煤柱宽度为 7 m 时,巷道围岩的控制效果较好;采用强帮强角支护技术后,巷道围岩的整体性增强,最大顶底板移近量和两帮移近量差值降低 76.56%。

关键词:坚硬顶板;沿空掘巷;矿压显现;切顶卸压;围岩控制

中图分类号:TD353

文献标志码:B

文章编号:1003-496X(2022)08-0094-10

Study on surrounding rock control technology of roadway in large mining height hard roof face

MA Wenwei^{1,2}

(1.China Coal Technology and Engineering Group Shenyang Research Institute, Fushun 113122, China;

2.State Key Laboratory of Coal Mine Safety Technology, Fushun 113122, China)

Abstract: When there is a thick hard rock layer in the overlying strata of the roof of the deep coal mining face, the hard rock layer is not easy to collapse. In the process of rotary subsidence, the supporting stress in the coal mining face and coal pillar will increase sharply, resulting in abnormal ground pressure behavior and great difficulty in controlling the surrounding rock of the roadway. Taking 3304 working face with hard roof of Baode Coal Mine as the research object, using the methods of theoretical analysis, numerical simulation and field practice, this paper proposed the control scheme of roadway surrounding rock combined with roof cutting and pressure relief, reasonable width of coal pillar and bolt support with strong side and strong angle, and studies the control effect of reasonable parameters on roadway surrounding rock. The results show that when the cutting height is 16 m, the cutting angle is 10°, and the width of roadway pillar is 7 m, the control effect of roadway surrounding rock is better; after adopting strong side and strong angle support technology, the integrity of roadway surrounding rock is enhanced, and the difference between the maximum roof and floor displacement and the two sides displacement is reduced by 76.56%.

Key words: hard roof; gob-side entry driving; ground pressure behavior; cutting roof and pressure relief; surrounding rock control

深部采场由于地质作用的原因常常存在厚度较大的坚硬顶板,且坚硬顶板不易自然垮落,随着开采进程的持续,坚硬顶板回转下沉会造成工作面巷道矿压显现异常,给煤矿安全生产带来严重隐患,成为煤矿现场亟待解决的难题。针对存在坚硬顶板的采

煤工作面巷道围岩控制方面,已有相关学者取得了一定的研究成果。杨森等^[1]研究无巷旁充填切顶卸压沿空留巷围岩控制技术,提出强化恒阻锚索配合锚杆索支护的顶板支护强度措施;秦玄焯等^[2]针对九龙矿 15445 工作面坚硬顶板问题,提出对青灰岩

基金项目:“十三五”大型油气田及煤层气开发科技重大专项资助项目(2016ZX05045-004-001)

顶板进行预裂爆破卸压,卸压后工作面支架阻力下降 10~75 MPa;刘乙霖等^[3]提出通过爆破切顶卸压可以减小坚硬顶板旋转下沉对煤柱的挤压变形,进而减小工作面的矿压显现程度,通过数值模拟试验确定最佳的切顶角度为 60°;李英杰等^[4]研究了工作面坚硬顶板定向水压预裂机制,推导了定向水力压裂力学模型,分析了强度因子等参数的影响因素,研究了水压裂纹的断裂特征;魏红印等^[5]构建了工作面坚硬顶板卸压前后的力学模型,得出爆破卸压有利于初采期间坚硬顶板的垮落,并设计了切顶卸压技术参数。基于现有的研究结果发现,坚硬顶板巷道支护的研究中主要以切顶卸压为主,较少涉及到强帮强角支护方面的研究内容。为了探索合理的坚硬顶板巷道围岩控制技术,针对保德煤矿 3304 工作面存在厚度较大的坚硬顶板造成沿空巷道矿压显现异常剧烈的问题,通过理论分析、数值模拟和现场实践等研究方法,将巷道顶板预裂卸压,选取合理煤柱宽

度,并配合强帮强角锚杆索支护技术,以期能够控制巷道的变形破坏,减少巷道的围岩变形量,提高巷道围岩的稳定性,为相似条件工作面的巷道维护提供借鉴。

1 工程地质概况

保德煤矿 3304 工作面上部为已完毕的 3302 工作面,深部为尚未开采的 3306 工作面,煤矿现场计划在 3302 工作面与 3304 工作面间留有大煤柱护巷,煤柱宽度为 25 m。3304 工作面平均埋深 764 m,煤层平均厚度为 4.34 m,煤层平均倾角 11°。煤层基本顶岩层是粉砂岩,硬度大且厚,平均层厚 7.93 m。3304 工作面巷道沿煤层底板掘进,巷道净宽 5.2 m,高 3.5 m,3304 工作面掘进期间为了确定巷道围岩的稳定性,曾进行过钻孔窥视,结果发现 3302 工作面回采结束后,工作面存在悬顶结构,悬顶长度 10 m 以上。工作面顶底板岩层特征见表 1。

表 1 顶底板岩性特征

Table 1 Characteristics of roof and floor

岩层	岩性名称	平均厚度/m	岩性描述
基本顶	粉砂岩	7.93	灰白色,细粒状结构,以石英长石为主。
直接顶	泥岩	2.44	灰黑色,平坦状断口,泥硅质胶结,裂隙发育。
煤层	煤	4.34	黑色,呈玻璃光泽,参差状断口,亮煤为主。
直接底	泥岩	3.85	灰黑色,平坦状断口,含植物根茎化石,裂隙发育。
基本底	细砂岩	6.78	灰白色,层状,含少量暗色矿物质,分选中等。

现场取煤层顶底板岩层岩样进行了三轴压缩实验,煤岩试件力学参数统计表见表 2。

表 2 煤岩试件力学参数统计表

Table 2 Statistical table of mechanical parameters of coal and rock specimens

岩性	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/(°)
煤	11.76	0.85	1.56	0.34	0.68	21
细砂岩	69.73	5.44	23.73	0.21	2.55	28
粉砂岩	47.66	4.32	18.15	0.23	2.43	32
泥岩	21.68	1.26	9.87	0.27	1.38	23

基于现有的资料可以得出,3304 工作面侧向采空区内顶板悬顶长度大,但 3304 工作面煤层强度较低,悬顶岩层回转运动必定造成 3304 工作面煤柱承担较高应力。3304 工作面沿空巷道掘进期间,巷道围岩变形量大,回采期间层发生过冒顶事故,且巷道鼓出严重,难以适应安全生产的需要。

2 沿空掘巷上覆岩层结构规律

工作面上覆岩层受到开采进程的影响发生不同的断裂运动规律,致使工作面内支承应力分布规律发生变化,对沿空巷道的围岩控制产生较大影响,分析工作面上覆岩层结构特征,根据工作面围岩应力环境和力学性质,合理地选择沿空巷道的掘巷时机及布置层位对维护巷道围岩稳定性至关重要^[6-12]。

顶板覆岩结构及应力分布如图 1。随着 3302 工作面回采进程的不断推进,3302 工作面直接顶断裂垮落,基本顶及其上覆岩层弯曲下沉直至分段垮落,待 3302 工作面回采完毕后,在 3304 工作面端头处,基本顶岩层形成砌体梁铰接结构,即图 1 中的块体 A、B、C。

3302 工作面回采完毕后,块体 B 旋转下沉,一端处于 3304 工作面破断直接顶上部,另一端由 3302 采空区内垮落的直接顶支承,在 3304 工作面上部形成与块体 A、C 相互咬合的稳定铰接结构。该

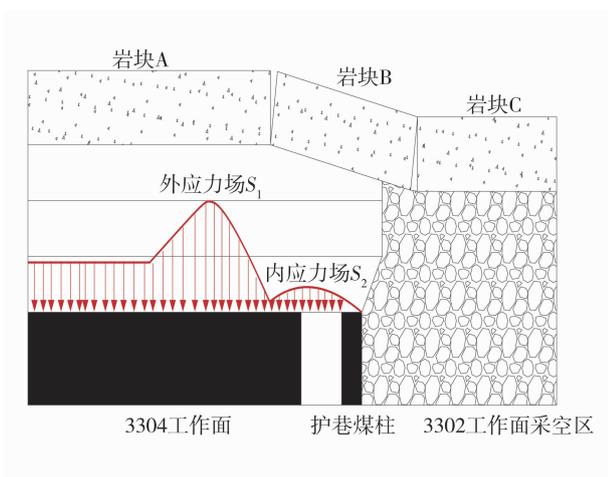


图 1 顶板覆岩结构及应力分布

Fig.1 Roof overburden structure and stress distribution

结构在垂直方向上可以承担向上的反作用力，在水平方向上可以承担水平挤压力的作用，因此可以保持一定的稳定状态。3304 工作面沿空巷道在此结构下掘进时，巷道顶板处于上覆岩层三角块体的掩护之下，因此块体 B 对 3304 工作面沿空掘巷的稳定性起决定作用。

从 3304 工作面侧向支承压力的分布特征可知，由于关键块体的两端分别位于 3304 工作面直接顶上部 and 3302 工作面采空区矸石，经作用在关键块体上的上覆岩层荷载分别传递给直接顶和煤体，使 3304 工作面侧向支承应力以关键块体 B 的破断线为界分为外应力场 S_1 和内应力场 S_2 。在 3304 侧向应力的内应力场是由于关键块体 B 旋转下沉造成的，其应力总和等于关键块体 B 的重力，因此内应力场的应力值远小于外应力场。在内应力场中开掘巷道时将承受较低的应力，因此在沿空巷道掘进时，应控制护巷煤柱宽度使巷道处于内应力场中。

3 切顶卸压参数

基于已有的研究得出^[13-19]，存在坚硬顶板悬顶结构的巷道，采取超前预裂切顶卸压技术可以很好的缓解巷道围岩应力集中的情况。该技术在实施过程中，切顶参数的选取直接关系到采空区垮落岩层的堆积形态，进而影响上覆岩层的运移规律及巷道围岩稳定性。为此，采用数值模拟方法研究不同切顶角度和切顶高度巷道围岩的应力和位移变化规律，分析卸压前后巷道围岩的控制效果，以为后期巷道顶板围岩控制技术参数的选取提供借鉴。

3.1 数值模型

根据 3304 工作面地质条件，建立 3304 工作面

沿空巷道数值模型，模型长、宽、高分别为：100、100、70 m。沿空巷道高×宽为 5.2 m×3.5 m 的矩形巷道，初步设置护巷煤柱的宽度为 10 m，模型上部施加等效重力载荷，固定模型前后左右下部边界，构模型选择 Mohr-Coulomb 屈服准则。三维数值模型如图 2。相关力学参数参考岩层力学试验选取。

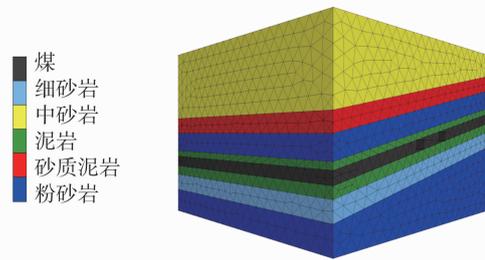


图 2 三维数值模型

Fig.2 Three dimensional numerical model

3.2 不同切顶高度围岩应力和位移分析

3.2.1 不同切顶高度围岩应力分布特征

基于已有的研究发现，坚硬顶板的切顶高度可以改变工作面上覆岩层的约束范围及采空区的填充程度。进而影响工作面实体煤和煤柱内的应力状态，根据数值模拟试验结果，不同切顶高度条件下，3304 工作面实体煤和煤柱内的应力分布状况如图 3。

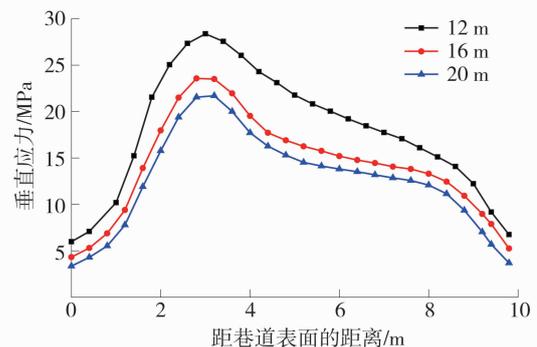


图 3 不同切顶高度实体煤内应力分布规律

Fig.3 Internal stress distribution law of solid coal with different cutting heights

1)煤柱应力。从图 3 可以看出，随着切顶高度的增加，3304 工作面煤柱内的垂直应力依次降低。在切顶高度为 12 m 的条件下，煤柱内垂直应力的峰值为 28.37 MPa，垂直应力峰值距离工作面煤柱巷道边界约 3 m。在切顶高度为 16 m 的条件下，煤柱内垂直应力的峰值为 23.56 MPa，相较于切顶高度为 12 m 时，垂直应力峰值降低约 17.05%，垂直应

力峰值的位置没有发生较大变化。在切顶高度为 20 m 的条件下,煤柱内垂直应力的峰值为 21.70 MPa,相较于切顶高度为 12 m 时,垂直应力峰值降低约 27.04%,垂直应力峰值的位置稍向采空区侧转移,但变化不大。

2) 实体煤应力。不同切顶高度实体煤内应力分布规律如图 4。从图 4 可以看出,随着切顶高度的增加,3304 工作面实体煤内的垂直应力也呈现依次降低的趋势。在切顶高度为 12 m 的条件下,实体煤内垂直应力的峰值为 39.28 MPa,垂直应力峰值距离工作面实体煤边界约 8.4 m。在切顶高度为 16 m 的条件下,煤柱内垂直应力的峰值为 36.08 MPa,相较于切顶高度为 12 m 时,垂直应力峰值降低约 8.15%,垂直应力峰值的位置想实体煤深部转移,距离实体煤边界约 9 m。在切顶高度为 20 m 的条件下,煤柱内垂直应力的峰值为 33.68 MPa,相较于切顶高度为 12 m 时,垂直应力峰值降低约 14.26%,垂直应力峰值的位置继续向实体煤深部转移,但变化不大。

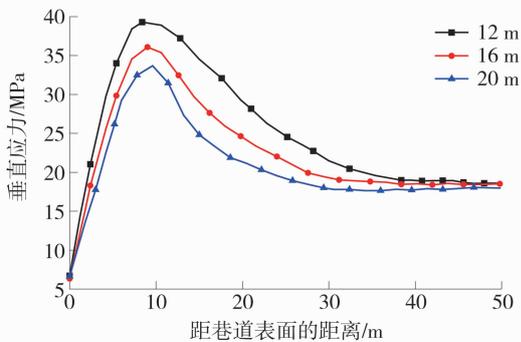


图 4 不同切顶高度实体煤内应力分布规律

Fig.4 Internal stress distribution law of solid coal with different cutting heights

3.2.2 不同切顶高度围岩位移

为了更加准确的描述切顶高度对巷道围岩的变形规律的影响,数值模拟试验的过程中,监测不同切顶高度条件下,巷道顶板垂直位移的变化情况,不同切顶高度巷道顶板位移变化规律如图 5。

从图 5 可以看出,在巷道掘进初期,巷道顶板的变形速度较快,随着试件的增加,巷道顶板变形速度降低并逐渐趋于稳定,随着切顶高度的增加,3304 工作面顶板位移速度和最大位移量也呈现依次降低的趋势。当切顶高度为 12 m 时,顶板最大变形量为 208.60 mm,当切顶高度为 16 m 时,顶板最大变形量为 170.35 mm,相较于切顶高度为 12 m 时,顶板

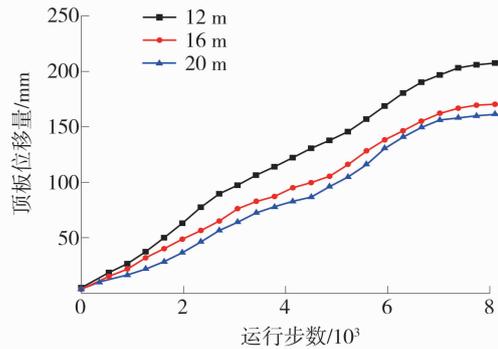


图 5 不同切顶高度巷道顶板位移变化规律

Fig.5 Variation law of roof displacement of roadway with different cutting heights

最大位移量降低 18.34%。当切顶高度为 20 m 时,顶板最大变形量为 161.25 mm,相较于切顶高度为 12 m 时,顶板最大位移量降低 22.69%。

3.3 不同切顶角度巷道围岩应力和位移分析

3.3.1 不同切顶角度巷道围岩应力

坚硬顶板切顶角度可以改变坚硬顶板内力的传递。根据数值模拟实验结果,不同切顶角度条件下,3304 工作面实体煤和煤柱内的应力分布状况如图 6。

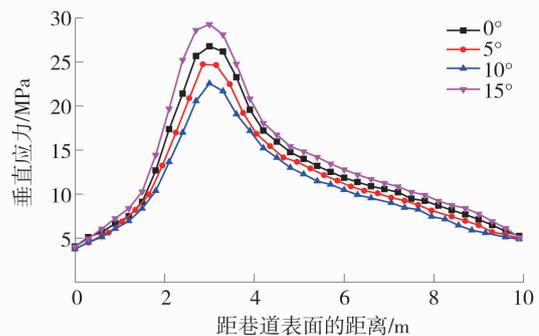


图 6 不同切顶角度实体煤内应力分布规律

Fig.6 Internal stress distribution law of solid coal with different cutting angles

1) 煤柱应力。从图 6 可以看出,随着确定角度的增加,煤柱内垂直应力峰值呈现先减小后增大的趋势。在切顶角度为 0° 的条件下,煤柱内垂直应力峰值为 26.85 MPa,垂直应力峰值距离工作面煤柱巷道边界约 3.3 m 左右。在切顶角度为 5° 的条件下,煤柱内垂直应力峰值为 24.79 MPa,相较于切顶角度为 0° 的条件下,垂直应力峰值降低 7.67%。在切顶角度为 10° 的条件下,煤柱内垂直应力峰值为 22.61 MPa,相较于切顶角度为 0° 的条件下,垂直应力峰值降低 15.79%。在切顶角度为 15° 的条件下,煤柱内垂

直应力峰值为 29.35 MPa, 相较于切顶角度为 0° 的条件下, 垂直应力峰值增加 9.31%。

2) 实体煤应力。不同切顶角度煤柱内应力分布规律如图 7。从图 7 可以看出, 随着确定角度的增加, 实体煤内垂直应力峰值呈现先减小后增大的趋势。在切顶角度为 0° 的条件下, 煤柱内垂直应力峰值为 36.22 MPa, 垂直应力峰值距离工作面煤柱巷道边界约 8 m 左右。在切顶角度为 5° 的条件下, 煤柱内垂直应力峰值为 34.46 MPa, 相较于切顶角度为 0° 的条件下, 垂直应力峰值降低 4.86%。在切顶角度为 10° 的条件下, 煤柱内垂直应力峰值为 33.35 MPa, 相较于切顶角度为 0° 的条件下, 垂直应力峰值降低 7.92%。在切顶角度为 15° 的条件下, 煤柱内垂直应力峰值为 37.64 MPa, 相较于切顶角度为 0° 的条件下, 垂直应力峰值增加 3.92%。

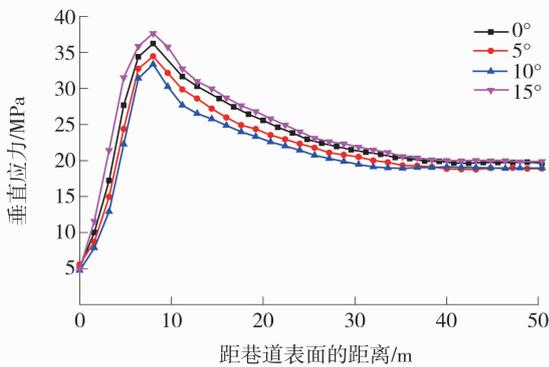


图 7 不同切顶角度煤柱内应力分布规律

Fig.7 Distribution law of internal stress in coal pillar with different cutting angles

3.3.2 不同切顶角度围岩位移

数值模拟实验的过程中, 监测不同切顶高度条件下, 巷道顶板垂直位移的变化情况, 不同切顶高度巷道顶板位移变化规律如图 8。

从图 8 可以看出, 在巷道掘进期间, 巷道顶板位移速度依然呈现先加速增长, 后速度降缓, 最终逐渐稳定的趋势。随着切顶角度的增加, 巷道顶板最大位移量呈现先增加后降低的趋势。当切顶角度为 0° 时, 巷道顶板的最大下沉量为 193.78 mm。当切顶角度为 5° 时, 巷道顶板的最大下沉量为 172.74 mm, 相较于切顶角度为 0° 时, 顶板最大下沉量降低 10.86%。当切顶角度为 10° 时, 巷道顶板的最大下沉量为 159.35 mm, 相较于切顶角度为 0° 时, 顶板最大下沉量降低 17.77%。当切顶角度为 15° 时, 巷道顶板的最大下沉量为 222.56 mm, 相较于切顶角度为 0°

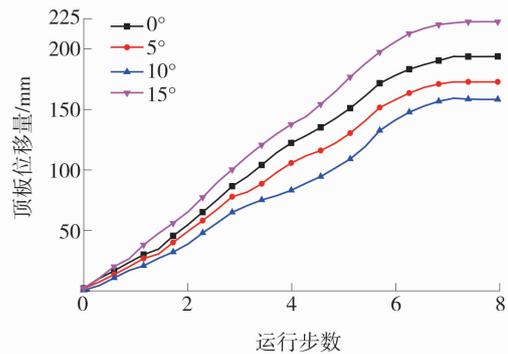


图 8 不同切顶高度巷道顶板位移变化规律

Fig.8 Variation law of roof displacement of roadway with different cutting heights

时, 顶板最大下沉量增加 14.85%。

4 护巷煤柱宽度的确定

当巷道沿采空区掘进时, 巷道合理位置的选取对巷道围岩稳定性控制至关重要。合理位置的选取时, 最主要的参数是巷道护巷煤柱宽度的选取, 过大的煤柱宽度不仅会造成煤炭资源的大量浪费, 而且会使巷道处于应力高峰区, 不利于巷道围岩控制, 但较小的煤柱宽度会造成变形量大, 难以维护, 甚至失稳。通过采用数值模拟方法, 探究不同煤柱宽度条件下巷道围岩的应力和变形规律, 在此基础上, 确定沿空巷道合理的煤柱宽度^[20-25]。

根据现场实际情况, 沿空掘巷的合理位置应处于工作面侧向支承应力降低区内, 因此需要首先确定 3304 工作面侧向支承应力的分布情况。首先在 3302 工作面模型中部布设应力测点, 应用数值模拟软件开挖浅部的 3302 工作面, 待软件计算平衡后, 得出 3304 工作面侧向支承应力分布曲线如图 9。

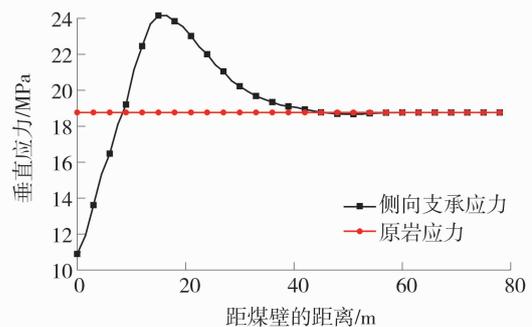


图 9 3304 工作面侧向支承应力分布规律

Fig.9 Distribution law of lateral support stress in 3304 working face

3302 工作面回采完毕后,由于采空区顶板断裂垮落,在 3304 工作面内形成侧向支承应力。侧向支承应力的影响范围大致可以分为 3 个区域:应力降低区、应力升高区、原岩应力区。从图 9 可以看出,3304 工作面侧向支承应力的降低区范围约为 0~12 m;侧向支承应力的升高区范围约为 12~45 m,且侧向支承应力峰值位于工作面内 18 m 左右;距离煤壁 50 m 以外区域,支承应力与原岩应力近似相等,因侧向支承应力的影响范围约为 50 m 左右。根据以往的研究成果,沿空巷道布置在工作面侧向支承应力降低区内,在工作面包掘巷和回采期间,巷道围岩的维护较为容易。

基于侧向支承应力的研究结果,结合 3304 工作面实际生产过程中隔绝老空水、有害气体并承载上覆岩层的需要,建立 3304 工作面合理煤柱宽度数值模型,选取煤柱宽度分别为 5、7、9 m,依次模拟在不同煤质宽度条件下,3304 工作面在掘巷和回采期间巷道围岩的应力和位移变化规律,以确定合适的沿空巷道护巷煤柱的合理宽度。

4.1 掘巷期间不同煤柱宽度方案应力及位移情况

4.1.1 掘巷期间不同煤柱宽度方案围岩应力情况

在 3304 工作面掘巷期间,不同煤柱宽度条件下工作面煤柱内应力情况如图 10。

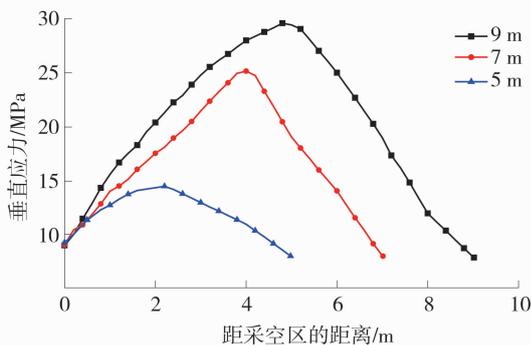


图 10 掘巷期间不同宽度煤柱内垂直应力的分布情况
Fig.10 Distribution of vertical stress in coal pillars with different widths during roadway excavation

从图 10 可以看出,在沿空巷道掘进期间,随着煤柱宽度的增加,煤柱内垂直应力的峰值增加,峰值位置向煤柱深部转移。在煤柱宽度为 5 m 的条件下,煤柱内垂直应力峰值为 14.51 MPa,垂直应力峰值位置距离煤柱的巷道边界约 2.2 m。在煤柱宽度为 7 m 的条件下,煤柱内垂直应力峰值为 25.17 MPa,相较于煤柱宽度为 5 m 时,垂直应力峰值增加 73.11%,垂直应力峰值位置距离煤柱的巷道边界约

4 m。在煤柱宽度为 9 m 的条件下,煤柱内垂直应力峰值为 29.59 MPa,相较于煤柱宽度为 5 m 时,垂直应力峰值增加 103.93%,垂直应力峰值位置距离煤柱的巷道边界约 4.8 m。

4.1.2 掘巷期间不同煤柱宽度方案围岩最大位移量

掘巷期间不同宽度煤柱时巷道围岩表面位移情况如图 11。

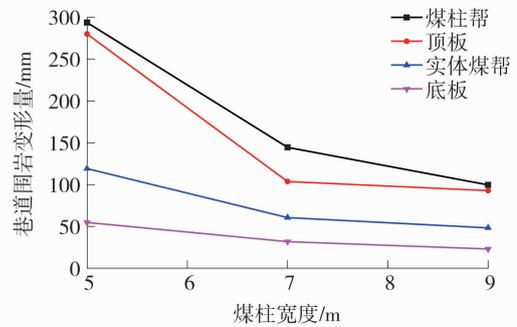


图 11 掘巷期间不同宽度时巷道围岩表面位移情况
Fig.11 Surface displacement of roadway surrounding rock with different widths during roadway excavation

从图 11 可以看出,随着煤柱宽度的增加,巷道围岩的表面最大位移量呈现逐渐降低的趋势,当煤柱宽度为 5 m 时,巷道表面最大顶底板移近量(顶板+底板)和两帮移近量(煤柱帮+实体煤帮)分别为 335.03、412.93 mm。当煤柱宽度为 7 m 时,巷道表面最大顶底板移近量和两帮移近量分别为 135.33、205.09 mm,相较于煤柱宽度为 5 m 时,最大顶底板移近量和两帮移近量分别降低 59.61%、50.33%。当煤柱宽度为 9 m 时,巷道表面最大顶底板移近量和两帮移近量分别为 115.83、122.68 mm,相较于煤柱宽度为 5 m 时,最大顶底板移近量和两帮移近量分别降低 65.43%、70.29%。

4.2 回采期间不同煤柱宽度方案应力及位移情况

4.2.1 回采期间不同煤柱宽度方案围岩应力情况

回采期间不同宽度煤柱内垂直应力的分布情况如图 12。

从图 12 可以看出,在 3304 工作面回采期间,随着煤柱宽度的增加,煤柱内垂直应力的峰值增加,峰值位置向煤柱深部转移。在煤柱宽度为 5 m 的条件下,煤柱内垂直应力峰值为 14.45 MPa,垂直应力峰值位置距离煤柱的巷道边界约 2 m。在煤柱宽度为 7 m 的条件下,煤柱内垂直应力峰值为 26.11 MPa,相较于煤柱宽度为 5 m 时,垂直应力峰值增加 80.69%,垂直应力峰值位置距离煤柱的巷道边界约

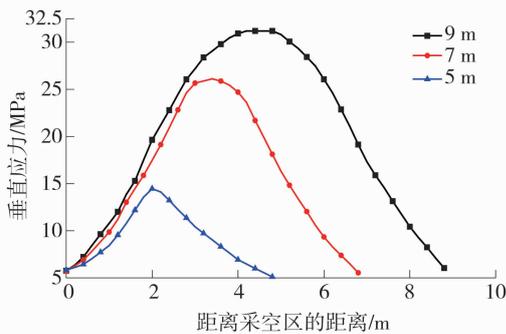


图 12 回采期间不同宽度煤柱内垂直应力的分布情况
Fig.12 Distribution of vertical stress in coal pillars with different widths during mining

3.4 m。在煤柱宽度为 9 m 的条件下,煤柱内垂直应力峰值为 31.19 MPa,相较于煤柱宽度为 5 m 时,垂直应力峰值增加 115.85%,垂直应力峰值位置距离煤柱的巷道边界约 4.4 m。

4.2.2 回采期间不同煤柱宽度方案围岩最大位移量
回采期间不同宽度时巷道围岩表面位移情况如图 13。

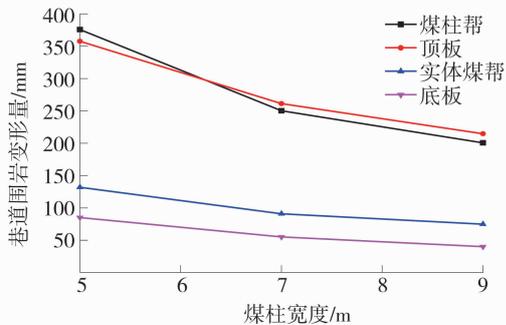


图 13 回采期间不同宽度时巷道围岩表面位移情况
Fig.13 Surface displacement of roadway surrounding rock with different widths during mining

从图 13 可以看出,随着煤柱宽度的增加,巷道围岩的表面最大位移量呈现逐渐降低的趋势,当煤柱宽度为 5 m 时,巷道表面最大顶底板移近量(顶板+底板)和两帮移近量(煤柱帮+实体煤帮)分别为 442.69、507.57 mm。当煤柱宽度为 7 m 时,巷道表面最大顶底板移近量和两帮移近量分别为 316.46、341.16 mm,相较于煤柱宽度为 5 m 时,最大顶底板移近量和两帮移近量分别降低 28.21%、32.79%。当煤柱宽度为 9 m 时,巷道表面最大顶底板移近量和两帮移近量分别为 254.73、275.38 mm,相较于煤柱宽度为 5 m 时,最大顶底板移近量和两帮移近量分别降低 42.46%、45.74%。

5 巷道支护方案的确定

合理的巷道围岩支护参数对巷道围岩控制具有决定性作用,有利于发挥锚杆索的支护性能,确保工作面安全回采。3304 工作面巷道原设计采用锚网索联合支护方式。顶板锚杆参数为 $\phi 20 \text{ mm} \times 2\ 400 \text{ mm}$,支护密度为 $900 \text{ mm} \times 900 \text{ mm}$,顶板锚索参数为 $\phi 18.9 \text{ mm} \times 7\ 800 \text{ mm}$,支护密度为 $1\ 800 \text{ mm} \times 1\ 800 \text{ mm}$ 。巷道两帮采用锚杆支护,锚杆参数为 $\phi 20 \text{ mm} \times 2\ 000 \text{ mm}$,支护密度为 $900 \text{ mm} \times 900 \text{ mm}$ 。上述支护参数在数值模拟试验过程中发现,煤柱帮的变形量较大,且在变形数值上超过巷道顶板,这一现象与现场观测结果是一致的。研究改进巷道围岩的支护参数,将煤巷强帮强角支护技术引入 3302 工作面沿空巷道围岩控制过程,并通过数值模拟技术,将现方案与原支护方案进行对比,以确定现有方案的支护合理性。

煤巷强帮强角支护技术改变了以往以顶板为主要支护对象的现状,弥补以往巷道支护过程中对巷道帮部支护不够重视的缺陷,通过加密帮锚杆支护密度、增大锚杆横截面积、施加帮锚索补强支护等措施,提高煤巷帮角的强度和刚度,增强巷道煤帮的稳定性,进而实现巷道的整体稳定。

基于强帮强角支护理念,提出 3304 沿空巷道改进支护方案,巷道顶板的支护参数不变,巷道两帮锚杆参数为 $\phi 22 \text{ mm} \times 2\ 400 \text{ mm}$,支护密度为 $800 \text{ mm} \times 800 \text{ mm}$,并在煤柱帮侧中部试件帮锚索补强支护,帮锚索的参数为 $\phi 18.9 \text{ mm} \times 4\ 000 \text{ mm}$,支护排距为 $2\ 400 \text{ mm}$ 。

将 3304 工作面沿空巷道改进前后的支护方案应用数值模拟软件进行试验,软件计算过程中监测 3304 沿空巷道表面位移情况,其结果如图 14 和图 15。

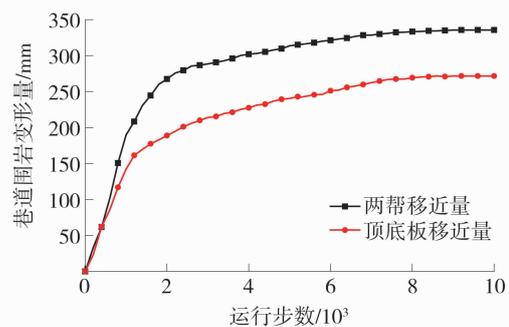


图 14 原有支护方案条件下巷道围岩变形量
Fig.14 Deformation of roadway surrounding rock under the condition of original support scheme

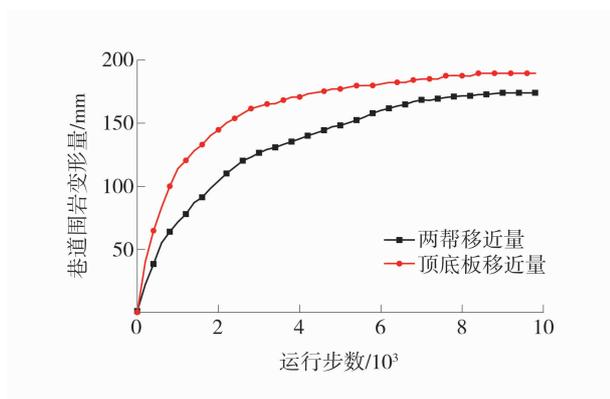


图 15 改进支护方案条件下巷道围岩变形量

Fig.15 Deformation of roadway surrounding rock under improved support scheme

从图 14 可以看出,原有支护方案条件下,巷道两帮移近量大于巷道顶底板移近量。巷道两帮最终移近量为 335 mm, 巷道顶底板最终移近量为 271 mm,两者相差 64 mm。从图 15 可以得出,改进巷道支护方案后,巷道围岩变形量均有所降低,巷道两帮最终移近量为 174 mm,相较于原有支护方案,两帮移近量降低 48.06%;巷道顶底板最终移近量为 189 mm, 相较于原有支护方案, 两帮移近量降低 30.26%。改进支护方案后,巷道顶板移近量大于巷道两帮移近量,两者最终移近量仅相差 15 mm,说明改进支护方案后,巷道围岩的整体性得到改善,对巷道围岩的控制效果更加。

6 现场实践

3304 工作面沿空巷道的最终支护形式如图 16。

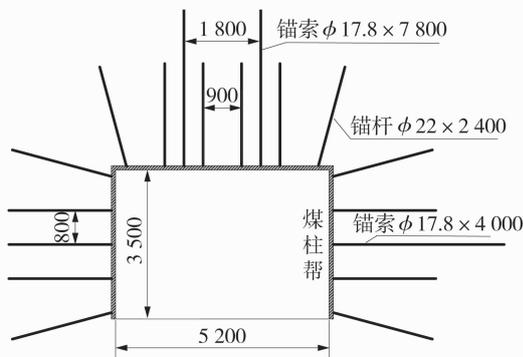


图 16 巷道最终支护形式

Fig.16 Final support form of roadway

为了验证巷道围岩控制参数的合理性,在 3304 工作面巷道设立了巷道围岩变形监测站点, 监测 3304 工作面沿空巷道的围岩变形结果如图 17。

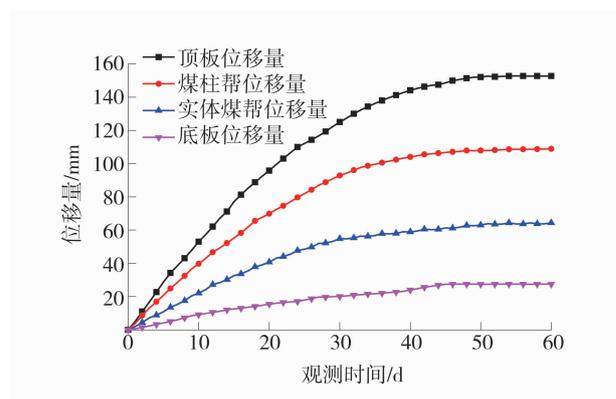


图 17 现场监测结果

Fig.17 Field monitoring results

从图 17 可以看出,巷道掘出 30 d 后,巷道围岩变形速度变缓,并最终趋于稳定。巷道顶板最大位移量为 153 mm,煤柱帮最大位移量为 109 mm,实体煤帮最大位移量为 64 mm,底板最大位移量为 27 mm。

顶底板最大位移量和两帮最大位移量仅相差 7 mm,巷道围岩整体性较好,围岩变形量符合煤矿安全规程的相关规定。

7 结 语

1)通过数值模拟实验得出,切顶高度为 16 m,切顶角度为 10°,3304 工作面实体煤和煤柱内的垂直应力最低,顶板最大下沉量最小仅为 161.25 mm。

2)通过数值模拟实验得出,在沿空巷道掘进和工作面回采期间,护巷煤柱宽度为 7 m 时,煤柱具有一定的承载能力,且巷道围岩最大变形量较低。

3)相较于原有支护方案,采用增大帮部支护密度、增大锚杆直径和长度、帮锚索加强支护的强帮强角围岩支护方案后,巷道围岩的整体性增强,巷道两帮最终移近量为 174 mm,相较于原有支护方案,两帮移近量降低 48.06%;巷道顶底板最终移近量为 189 mm,相较于原有支护方案,两帮移近量降低 30.26%。

参考文献(References):

[1] 杨森,周冰川,李迎富,等.无巷旁充填切顶卸压沿空留巷矿压显现规律及关键支护技术[J].煤矿安全,2018,49(8):222-225.
YANG Sen, ZHOU Bingchuan, LI Yingfu, et al. Ground pressure laws and key supporting technology of roof cutting and pressure relief without roadside filling along gob[J]. Safety in Coal Mines, 2018, 49(8): 222-225.
[2] 秦玄烨,张英华,黄志安,等.深井薄煤层保护层坚硬

- 顶板破断机理及控制技术[J].中南大学学报(自然科学版),2021,52(11):4010-4020.
- QIN Xuanye, ZHANG Yinghua, HUANG Zhian, et al. Breaking mechanism and control technology of hard roof in deep and thin coal seam protective layer[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2021, 52(11): 4010-4020.
- [3] 刘乙霖,马嘉伟.大采高厚坚硬顶板巷道定向爆破切顶卸压技术研究[J].煤炭工程,2022,54(3):50-55.
LIU Yilin, MA Jiawei. Roof cutting and pressure relief by directional blasting for roadway of high cutting working face with thick and hard roof[J]. Coal Engineering, 2022, 54(3): 50-55.
- [4] 李英杰,倪婷,左建平,等.坚硬顶板定向水力压裂裂纹起裂机制及影响因素分析[J/OL].岩石力学与工程学报:1-14.[2022-06-08].DOI:10.13722/j.cnki.jrme.2021.0838.
LI Yingjie, NI Ting, ZUO Jianping, et al. Analysis of crack initiation mechanism and influencing factors of the hard roof in directional hydraulic fracturing[J/OL]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering:1-14.[2022-06-08].DOI:10.13722/j.cnki.jrme.2021.0838.
- [5] 魏红印,马智博,杨东山,等.厚煤层坚硬顶板工作面初采卸压技术研究[J].煤炭技术,2021,40(8):18.
WEI Hongyin, MA Zhibo, YANG Dongshan, et al. Study on pressure-relief technology of initial mining stage hard roof working face in thick coal seam[J]. Coal Technology, 2021, 40(8): 18.
- [6] 李雁.大采高坚硬顶板综放面“注-爆”一体卸压防冲技术[J].煤炭技术,2021,40(11):86-89.
LI Yan. Coal bump prevention technology of “Injection-Blasting” integrated by pressure relief in fully mechanized top-coal caving face of hard roof with large mining height[J]. Coal Technology, 2021, 40(11): 86-89.
- [7] 孙江,邢素琴.切顶卸压沿空留巷支护方法研究[J].煤炭工程,2021,53(12):33-38.
SUN Jiang, XING Suqin. Supporting method for gob-side entry retaining by roof cutting and pressure releasing[J]. Coal Engineering, 2021, 53(12): 33-38.
- [8] 邓晓刚,栾恒杰,刘建荣.切顶卸压沿空留巷围岩控制效果数值模拟研究[J].煤矿安全,2021,52(9):239.
DENG Xiaogang, LUAN Hengjie, LIU Jianrong. Numerical study on surrounding rock control effect of gob-side entry retaining by roof cutting and pressure relief [J]. Safety in Coal Mines, 2021, 52(9): 239.
- [9] 王方田,尚俊剑,赵宾,等.切顶卸压沿空留巷围岩结构特征及锚索强化支护技术[J].岩石力学与工程学报,2021,40(11):2296-2305.
WANG Fangtian, SHANG Junjian, ZHAO Bin, et al. Surrounding rock structural characteristics and anchor-cable strengthened support technology of the gob-side entry retaining with roof cutting and pressure releasing [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(11): 2296-2305.
- [10] 陈立军.一次采全高综采工作面切顶卸压沿空留巷技术[J].煤炭工程,2020,52(8):60-63.
CHEN Lijun. Gob-side entry retaining technology in fully mechanized working face full-seam mining [J]. Coal Engineering, 2020, 52(8): 60-63.
- [11] 计庆辉,王昊昊.切顶卸压自成巷巷内支护及其稳定性控制[J].煤矿安全,2019,50(2):173-178.
JI Qinghui, WANG Haohao. Internal support and stability control of self-forming roadway with roof cutting and pressure relief [J]. Safety in Coal Mines, 2019, 50(2): 173-178.
- [12] 王永安,任智敏.古汉山矿定向预裂爆破切顶卸压沿空留巷技术[J].煤炭科学技术,2018,46(10):130.
WANG Yongan, REN Zhimin. Technology of pressure relief by roof cutting for directional-predetermined crack blasting in gob-side entry retaining in Guhan-shan Mine[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(10): 130.
- [13] 朱珍,张科学,袁红平.切顶卸压沿空留巷碎石巷帮控制技术及应用[J].煤炭科学技术,2018,46(3):25-32.
ZHU Zhen, ZHANG Kexue, YUAN Hongping. Control technology and its application of roadway side wall formed by gangue in gob-side entry retaining formed by roof cutting and pressure releasing [J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(3): 25-32.
- [14] 王建文,王世彬,杨军,等.切顶卸压沿空留巷顶板破坏机理及控制技术[J].煤炭科学技术,2017,45(8):80-84.
WANG Jianwen, WANG Shibin, YANG Jun, et al. Roof failure mechanism of gob-side entry retaining by roof cutting and pressure releasing and its control technology [J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(8): 80-84.
- [15] 刘大江,许旭辉,朱恒忠,等.中厚煤层坚硬顶板切顶卸压主动留巷关键参数研究[J].煤矿安全,2020,51(12):237.
LIU Dajiang, XU Xuhui, ZHU Hengzhong, et al. Study on key parameters of hard roof cutting and pressure release and roadway retaining in medium thick coal seam [J]. Safety in Coal Mines, 2020, 51(12): 237.
- [16] 杨征,丁彦雄,高晓君.基于切顶卸压技术的动压巷

- 道力学响应破坏机制试验研究[J].煤矿安全, 2021, 52(7):47-53.
- YANG Zheng, DING Yanxiong, GAO Xiaojun. Experimental study on mechanical response failure mechanism of dynamic pressure roadway based on roof cutting and pressure releasing technology[J]. Safety in Coal Mines, 2021, 52(7): 47-53.
- [17] 王琼,郭志飏,欧阳振华,等.碎石粒径对切顶成巷碎石帮承载变形特性的影响[J].中国矿业大学学报, 2022,51(01):100.
- WANG Qiong, GUO Zhibiao, OUYANG Zhenhua, et al. The influence of crushed rock size on bearing-deformation performance of gangue rib of gob-side entry retaining formed by roof fracturing[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2022, 51(1): 100.
- [18] 杨威,周谢康,祖自银,等.中厚煤层坚硬顶板切顶卸压自成巷切顶效果及应用研究[J].煤炭工程, 2021, 53(11):48-52.
- YANG Wei, ZHOU Xiekang, ZU Ziyin, et al. Application of gob-side entry retaining through roof cutting pressure releasing in medium-thick coal seam with hard roof[J]. Coal Engineering, 2021, 53(11): 48-52.
- [19] 苏超,弓培林,康红普,等.深井临空高应力巷道切顶卸压机理研究[J].采矿与安全工程学报, 2020, 37(6):1104.
- SU Chao, GONG Peilin, KANG Hongpu, et al. Mechanism of roof cutting and pressure relief in gob-side and high-stress roadway in deep coal mine[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2020, 37(6): 1104.
- [20] 申斌学,周宏范,朱磊,等.深井复合顶板切顶卸压柔模墙支护沿空留巷技术[J].工矿自动化, 2021, 47(11):101-106.
- SHEN Binxue, ZHOU Hongfan, ZHU Lei, et al. The technology of gob-side entry retaining supported by flexible formwork wall with roof cutting and pressure relief for composite roof in deep mine[J]. Industry and Mine Automation, 2021, 47(11): 101-106.
- [21] 赵社会,张广杰,王文.深埋薄基岩综放工作面切顶卸压沿空留巷围岩协同控制技术研究[J].河南理工大学学报(自然科学版), 2022, 41(1):29-42.
- ZHAO Shehui, ZHANG Guangjie, WANG Wen. Study on coordinated control technology of surrounding rock in self-made roadway without coalpillar in roof-cutting and pressure-relief of fully-mechanized caving face with deep buried thin bedrock[J]. Journal of Henan Polytechnic University (Natural Science), 2022, 41(1): 29-42.
- [22] 郑立军.综放工作面沿空留巷定向预裂爆破技术研究[J].煤炭工程, 2021, 53(10):19-24.
- ZHENG Lijun. Application of directional presplitting blasting in gob side entry retaining in fully mechanized top-coal caving face[J]. Coal Engineering, 2021, 53(10): 19-24.
- [23] 郭金刚,李耀晖,石松豪,等.厚硬基本顶切顶卸压成巷及围岩控制技术[J].煤炭学报, 2021, 46(9):2853-2864.
- GUO Jingang, LI Yaohui, SHI Songhao, et al. Self-forming roadway of roof cutting and surrounding rock control technology under thick and hard basic roof[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(9): 2853-2864.
- [24] 赵栋玉.爆破切顶留巷及围岩控制技术应用[J].煤炭技术, 2021, 40(8):44-48.
- ZHAO Dongyu. Application of blasting cutting top and retaining roadway and surrounding rock control technology[J]. Coal Technology, 2021, 40(8): 44-48.
- [25] 姜庆楠,郑洪运,赵爽,等.高强度固帮切顶成巷方法研究[J].矿业研究与开发, 2021, 41(6):77-83.
- LOU Qingnan, ZHENG Hongyun, ZHAO Shuang, et al. Research on a roadway formation method by roof cutting with coal rib reinforcement[J]. Mining Research and Development, 2021, 41(6): 77-83.

作者简介:马文伟(1985—),山西大同人,助理研究员,硕士,主要从事矿山灾害防治方面的研究。

(收稿日期:2022-04-08;责任编辑:朱蕾)

