

深井采场外错式顶板巷道围岩卸压控制技术研究

常聚才, 齐潮, 熊藤根

(安徽理工大学矿业工程学院, 安徽 淮南 232001)

摘要 为了解决深井采场外错式顶板巷道围岩大变形破坏失稳问题,采用数值模拟、理论分析和现场试验等方法对淮南矿区潘三矿 17191(1)工作面顶板瓦斯综治巷围岩变形失稳机理及其控制技术进行了研究。结果表明:工作面开采后形成的采动应力沿采空区侧向岩体向巷道围岩内部“转移”是导致巷道围岩变形失稳的主要诱因;结合应力“转移路径”和压力拱理论,推导出卸压“关键层位”高度计算公式,明确了影响顶板巷道矿压显现的“关键层位”为 6.5 m 厚的中细砂岩,并得到了切落“关键层位”的切顶高度(49.9 m)、角度(10°)和炮孔间距(10 m)。“关键层位”被切断后,巷道左右两帮应力峰值分别减小了 42.1%、46.5%,顶底板移近量减小了 44.9%,巷道高度由 1.8 m 增大至 3.0 m,断面收缩率减小了 34.3%。

关键词 深井; 外错式顶板巷道; 失稳机理; 卸压控制; 压应力拱

中图分类号 TD 801

文献标志码 A

DOI 10.13545/j.cnki.jmse.2022.0343

Study on pressure relief control technology of surrounding rock around the staggered roof roadway in a deep longwall face

CHANG Jucui, QI Chao, XIONG Tenggen

(School of Mining Engineering, Anhui University of Science and Technology, Huainan, Anhui 232001, China)

Abstract In order to solve the problem of large deformation and failure instability of the surrounding rock of external-staggered roof roadway in deep mining fields, numerical simulations, theoretical analyses and field experiments are used to study the deformation and instability mechanism and control technology of roof gas comprehensive treatment roadway on 17191 (1) working face, Pansan Mine of Huainan Mining Area. The results show that the “transfer” of the mining-induced stress formed after the mining of the working face from the lateral rock mass of the goaf to the internal surrounding rock of the roadway is the main cause of the deformation and instability of the surrounding rock of the roadway. Combined with the stress “transfer path” and pressure arch theory, the calculation formula of the height of the “key strata” is derived, and the medium-fine sandstone with the thickness of 6.5 m in the “key strata” affecting the strata behavior of the roof roadway is clarified. The roof cutting height (49.9 m), angle (10°) and borehole spacing (10 m) of the “key strata” are obtained. After the “key strata” is cut off, the peak stress values of the left and right sides of the roadway decrease by 42.1% and 46.5%, respectively, the roof-floor convergence decreases by 44.9%, the roadway height increases from 1.8 m to 3.0 m, and the section shrinkage decreases by 34.3%.

Key words deep well; external-staggered roof roadway; instability mechanism; pressure relief control; compressive stress arch

收稿日期: 2022-06-28

责任编辑: 曹胜根

基金项目: 国家自然科学基金项目(52174105);安徽省重点研究与开发计划项目(202004a07020045);安徽省高校协同创新项目(GXXT-2019-029)

作者简介: 常聚才(1979—)男,山东省临沂市人,教授,博士,博士生导师,从事矿山压力与巷道支护方面的研究。

E-mail: cjeminecoal@163.com

Tel: 0554-6668544

我国作为能源消耗大国,对能源的需求有增无减,国内能源结构中占比最大的当属煤炭能源,直到 2025 年其占比仍然超过 50%^[1],在这消耗巨大的煤炭能源中,随着浅部煤炭资源的枯竭,深部煤炭资源将占据主要地位;为解决深部煤炭资源开采伴随的高瓦斯问题,同时提高经济效益,国内专家学者提出了“一巷多用、联合治理、连续开采”瓦斯治理理念^[2];该理念所述的“一巷”指瓦斯治理巷,位于下伏煤层顶板中,承担着煤层群开采瓦斯治理任务;现有研究发现下伏煤层开采过程中,顶板巷道变形破坏严重,底鼓剧烈^[3],难以满足正常通风和工作需求。鉴于此,如何维护顶板巷道围岩稳定,实现一巷多用,是亟待解决的难题之一。目前国内针对顶板巷道围岩稳定性控制方面的研究成果较少,王成等^[4]认为顶板巷道围岩稳定性控制原则为:保障顶板安全、加固两帮、强化关键区域和加大锚固范围,其控制原理^[5]应从 5 个方面着手:选择应力降低区布置巷道、确定施工时机、优化巷道断面、提高围岩强度和支护结构稳定性及分区强化控制等;黄万朋等^[6]、侯树宏^[7]研究发现顶板巷道采用内错式布置方式时可以有效避开采空区边缘台阶错动下沉带,避免采场对巷道围岩稳定性产生较大影响;周泽等^[8]通过对采场覆岩和巷道围岩裂隙、塑性区的发育进行研究,在原有支护方案上进行改进,提出了上行开采裂隙带顶板巷道支护策略,有效地控制了顶板巷道的围岩变形。

综上所述,关于顶板巷道围岩稳定性控制方面的研究主要集中在确定合理的布置地点和加强支护两方面,当条件允许的情况下基本都采用内错式顶板巷道,此时巷道处于应力降低区,选择合适的支护方案能够实现巷道围岩的稳定性控制;然而,对于外错式布置的顶板巷道,其围岩稳定性控制技术方面的研究较少,特别是针对卸压控制技术更值得进行深入研究。因此,对外错式顶板巷道围岩变形机理及其卸压控制技术进行研究对于煤炭深部安

全高效经济开采具有重要意义。

1 工程背景

潘三煤矿 17191(1) 工作面位于东四采区,工作面宽度为 200 m,埋深为-801~-710 m,主采煤层为 11-2 煤,煤层平均厚度为 1.7 m,平均倾角为 5°,工作面直接顶为泥岩,基本顶为粉细砂岩,顶板覆岩状态见图 1。

岩层	层厚/m	图例	岩性描述
花斑泥岩	4.6		灰色夹紫色红斑,层状,泥质结构,平坦参差断口。
中细砂岩	6.5		灰白色,细粒结构,多见暗色矿物颗粒,纵向裂隙发育,钙质胶结。
砂质泥岩	2.0		深灰色,砂泥质结构,节理发育,易破碎。
粉砂岩	9.6		灰色,多见云母碎片及暗色矿物颗粒,纵向裂隙发育,水平层理发育。
泥岩	5.3		深灰色,泥质结构,节理发育,易破碎。
粉细砂岩	5.8		浅灰~灰色,中厚层状,见少量裂隙。
砂质泥岩	8.6		灰色,砂泥质结构,具缓波状层理,性脆易碎。
粉细砂岩	7.2		浅灰色,中厚层状,含少量暗色矿物,钙质胶结。
泥岩	4.9		灰~深灰色,泥质结构,瓷状或贝壳状断口,性脆,松散易破碎。
11-2煤	1.7		黑色,粉末状、块状,以暗煤为主,弱玻璃光泽,属半暗型煤。

图 1 地质综合柱状图

Fig. 1 Comprehensive geological histogram

17191(1) 瓦斯综合治理巷(以下简称:瓦斯综治巷)位于工作面侧向顶板岩层中,与工作面外错布置,承担着 11-2 煤层 17191(1) 工作面、17201(1) 工作面及其上方 13-1 煤层瓦斯消突任务,其中 13-1 煤层位于瓦斯综治巷上方 45 m 处,巷道与工作面空间位置关系如图 2 所示。

现场工程实践发现:17191(1) 工作面回采后,瓦斯综治巷围岩变形破坏严重,如图 3 所示,巷道底鼓剧烈,巷内管道断裂错位明显,木垛变形严重,巷道断面收缩率高,达到了 50%~60%,严重影响矿井的安全高效生产。

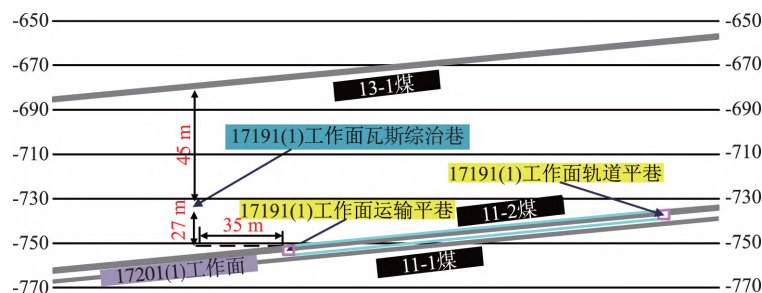


图 2 工作面与瓦斯综治巷空间位置关系

Fig. 2 Spatial position relationship between working face and gas comprehensive treatment roadway



图 3 巷道变形破坏特征

Fig. 3 Deformation and failure characteristics of roadway

2 外错式顶板巷道围岩变形失稳机理

采用 FLAC^{3D} 数值模拟软件对工作面回采过程中的应力分布规律进行研究,模拟采用的各岩层物理力学参数见表 1。工作面开采过程对外错式顶板巷道的影响可分为 3 个阶段:影响初期阶段、影响加剧阶段、影响稳定阶段。影响初期阶段巷道遭受采动影响较小,巷道围岩应力集中程度由自身掘进时产生的应力场决定,见图 4(a);影响加剧阶段巷道

遭受采动影响程度随工作面的推进而逐渐加剧,巷道围岩应力集中程度除了受自身掘进时产生的应力场影响外,还与采动应力场有关,且采动应力场对巷道围岩应力集中程度的影响更大,见图 4(b)(c);影响稳定阶段巷道遭受采动影响程度不再随工作面的推进而加剧,巷道所受采动影响程度处于一种稳定的状态,见图 4(d),研究此状态下巷道围岩应力分布情况对巷道围岩稳定性控制技术的研究具有重要意义。

表 1 岩石物理力学

Table 1 Physical mechanics of rock

岩石名称	弹性模量/ GPa	泊松比	内聚力/ MPa	内摩擦角/ (°)	抗拉强度/ MPa	容重/ (kN·m ⁻³)
砂质泥岩	1.27	0.35	3.99	32	1.44	25.10
花斑泥岩	1.82	0.34	1.85	28	0.61	24.83
中细砂岩	6.78	0.28	5.92	38	2.43	28.73
粉砂岩	3.82	0.30	4.95	34	1.86	24.60
泥岩	1.64	0.34	2.70	28	0.90	24.83
粉细砂岩	3.82	0.30	4.95	34	1.86	24.60
11-2 煤	1.56	0.35	1.85	28	0.61	14.60

工作面开采后,覆岩原有应力平衡状态被打破,应力发生重新分布,采动应力朝采空区侧向顶板岩层内“转移”,为明确采动应力“转移路径”,在工作面运输平巷上方布置了四条应力测线,每条测线间距为 10 m,其中第一条测线距离运输平巷顶板 17 m,为了方便表述,将此测线记为 I 号测线,往上分别为 II、III 和 IV 号测线;工作面未开采时(影响初期阶段),除了靠近巷道处应力测线出现隆起或凹陷外,其余位置处应力测线近乎呈水平直线分布状态,如图 4(a) 所示,此时巷道只遭受自身掘进影响,巷道两帮垂直应力集中程度相差不大,左右两帮应力集中系数分别为 1.31、1.34,应力测线出现隆起或凹陷的原因为巷道掘进后应力产生重分布,巷道周边帮部岩体内垂直应力升高形成隆起,顶底板岩体内垂直应力降低形成凹陷;工作面开采后(影响加剧阶段),除了靠近巷道位置处应力测线出现隆

起或凹陷外,巷道与采空区之间岩体呈直线分布状态的应力测线也出现隆起现象,发生隆起的测线有 I 号、II 号和 III 号,IV 号测线无明显隆起现象,采空区上方岩层内 4 条应力测线均出现凹陷现象,其中应力测线凹陷表明岩体处于应力卸荷状态,应力测线隆起表明岩体处于应力升高状态。以上结果表明,工作面开采后,采空区上方岩层内部的应力产生了“转移”,采空区上方岩层内的应力向侧向顶板岩层内“转移”,导致侧向顶板岩层应力升高,进而加剧了巷道帮部围岩应力集中程度,由此可见采动应力“转移路径”为:采空区上方岩层—采空区侧向顶板岩层—巷道围岩;I 号、II 号和 III 号测线出现隆起,IV 号测线无明显隆起现象,表明采动应力“转移路径”的高度小于或等于 IV 号测线所处岩层位置距工作面运顺顶板的高度,即“转移路径”高度小于等于 47 m;随着工作面持续推进,采动影响程度逐

渐加剧,应力测线的隆起和凹陷现象愈发明显,巷道受采动影响程度也愈发严重,帮部垂直应力集中程度也逐渐加剧,左右两帮的垂直应力集中系数逐渐增大,如图 4(b~c) 所示。工作面影响稳定后(影响稳定阶段),应力“转移”过程也随之结束,岩体内

的应力达到新的平衡状态,此时采空区上方岩层内部形成一个拱形的拉应力区,拉应力区的高度与应力“转移路径”高度大小相等,如图 4(d) 所示,稳定阶段巷道左右两帮应力集中系数分别为 1.89, 2.03。

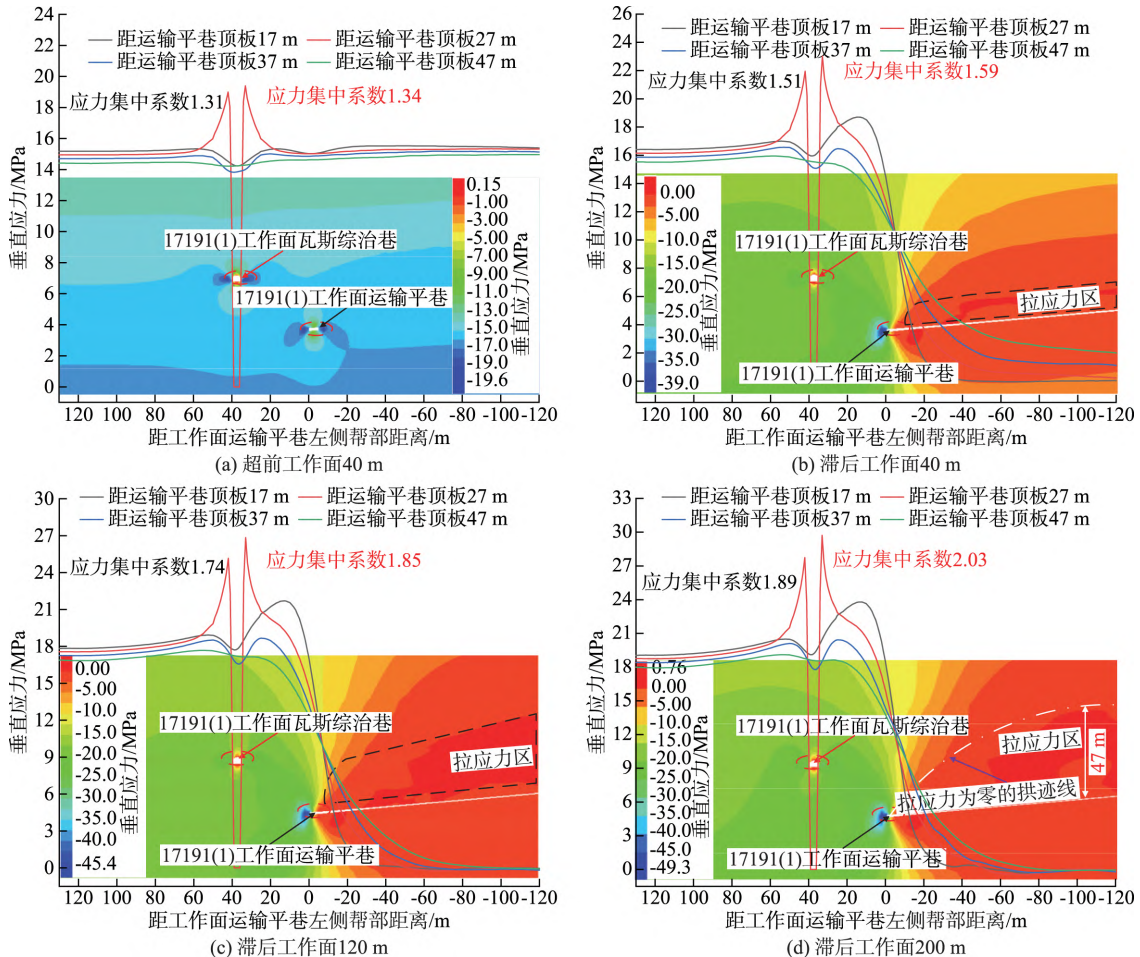


图 4 采动应力分布特征

Fig. 4 Distribution characteristics of mining-induced stress

综上所述可知,深井采场外错式顶板巷道围岩变形失稳的主导因素为:工作面开采后形成的采动应力通过采空区侧向岩体向巷道围岩内部“转移”,导致其帮部围岩内部垂直应力集中程度加剧,围岩劣化并产生塑性破坏,破坏后其帮部围岩内部的应力又逐渐向无支护的底板“转移”,迫使底板产生大范围的张拉破坏形成底鼓。

3 外错式顶板巷道围岩卸压控制技术

3.1 卸压控制原理

采动应力“转移”至巷道围岩内部引起帮部垂直应力集中程度过大是巷道变形失稳的诱因,因此卸压控制的关键是确定采动应力“转移路径”;明确采动应力“转移路径”后,对其进行预裂爆破处

理,使应力“转移路径”内岩层成为非连续性岩体,阻断采动应力向顶板巷道围岩“转移”的通道;为了便于后续研究,在这里将采动应力“转移路径”临界高度处岩层定义为采动应力“转移”的“关键层位”,其意义为:实施应力阻断时,只有将包含“关键层位”在内的“转移路径”全部进行切落后,才能够真正意义上地实现采动应力的阻断,因此也将应力“转移”的“关键层位”定义为卸压“关键层位”。

卸压控制具体步骤如下:① 确定采动应力“转移路径”;② 根据应力“转移路径”确定卸压“关键层位”;③ 根据卸压“关键层位”确定切顶高度、切顶角度、炮孔间距及炮孔布置方式等关键参数。

3.2 关键参数理论分析

上述研究发现:影响稳定阶段,岩体内应力达

到新的平衡状态时,采空区上方岩层内部会形成一个拱形的拉应力区,拉应力区的高度与应力“转移路径”高度大小相等;而压力拱理论中将拉应力为零的曲线作为最低的压力拱线,由此可得压应力拱线距工作面运输平巷顶板的高度与应力“转移路径”高度大小相等,即卸压“关键层位”与压应力拱

线处于同一岩层内;因此,通过计算压应力拱的高度即可明确卸压“关键层位”所处岩层组,进而确定切顶高度等关键参数。

3.2.1 切顶高度

根据潘三煤矿现场地质情况,建立近水平岩层压力拱力学模型,如图5所示。

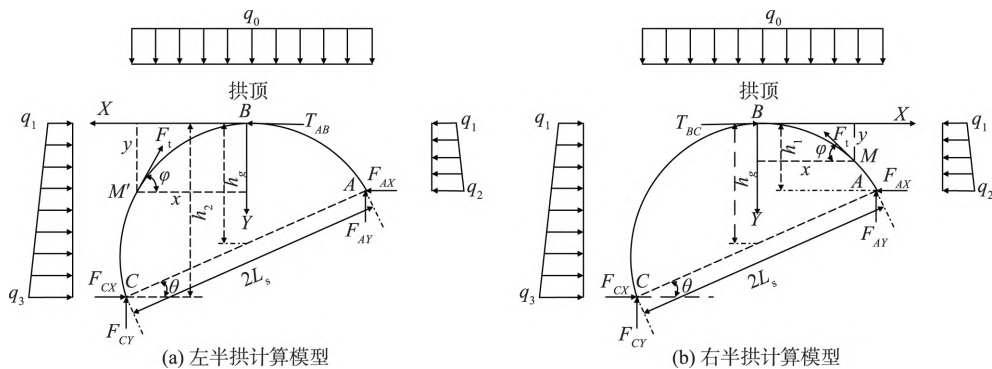


图5 应力拱计算模型

Fig. 5 Calculation model of stress arch

图中: q_0 为上覆岩层载荷 kN/m ; q_1, q_2, q_3 为岩层侧向载荷 kN/m , 其载荷的大小计算采用公式 $q = \lambda(\gamma H)$, 其中 γ 为上覆岩层平均容重 kN/m^3 ; H 表示开采深度 m ; λ 为岩层侧压系数; F_{AX}, F_{CX} 分别为上、下拱脚水平压力 kN ; F_{AY}, F_{CY} 分别为上、下拱脚垂直力 kN ; T_{BC} 与 T_{AB} 分别为拱顶处左右半拱之间的水平推力 kN ; 其中 $T_{BC} = T_{AB}$; θ 为煤层倾角 ($\leq 5^\circ$), ($^\circ$); $2L_s$ 为斜拱跨度(工作面长度) m ; h_1, h_2 分别为“上拱高”“下拱高” m 。

以右半拱为隔离体,对B点取矩:

$$F_{AY} \cdot L_s \cdot \cos \theta - \int_0^{h_1} \left(q_1 + \frac{q_2 - q_1}{h_1} \cdot y \right) \cdot y dy - F_{AX} \cdot h_1 - \frac{1}{2} q_0 \cdot (L_s \cdot \cos \theta)^2 = 0 \quad (1)$$

由平衡方程可得:

$$F_{AY} = q_0 \cdot L_s \cdot \cos \theta \quad (2)$$

采用同种方法对左半拱进行隔离计算可得:

$$F_{CX} \cdot h_2 + \int_0^{h_2} \left(q_1 + \frac{q_3 - q_1}{h_2} \cdot y \right) \cdot y dy - F_{CY} \cdot L_s \cdot \cos \theta + \frac{1}{2} q_0 \cdot (L_s \cdot \cos \theta)^2 = 0 \quad (3)$$

$$F_{CY} = q_0 \cdot L_s \cdot \cos \theta \quad (4)$$

对应力拱整体进行分析,由平衡方程可得:

$$F_{AX} - F_{CX} + \int_0^{h_1} \left(q_1 + \frac{q_2 - q_1}{h_1} \cdot y \right) dy - \int_0^{h_2} \left(q_1 + \frac{q_3 - q_1}{h_2} \cdot y \right) dy = 0 \quad (5)$$

将以上公式进行联立,同时根据几何关系可得:

$$h_2 = \frac{F_{AX}}{\lambda \gamma L_s \cdot \sin \theta} + \frac{4L_s \cdot \sin \theta}{3} - H \quad (6)$$

影响稳定阶段应力达到新的平衡状态时所形成的压应力拱也处于稳定状态,而应力拱处于稳定状态时的临界条件为拱脚处的水平压力 F_{AX} 与水平抗剪力 S_x 相等,即:

$$F_{AX} = S_x \quad (7)$$

建立煤帮应力分布模型,如图6所示,计算出煤帮破裂区范围 $x_1^{[9]}$ 和煤体应力极限平衡区宽度 $x_2^{[10]}$:

$$x_1 = \frac{2h_e \left[\tan^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right) - \frac{p_r}{\gamma H} \right]}{\tan \varphi_u + \tan \varphi_d} \quad (8)$$

$$x_2 = \frac{h_e \lambda}{\tan \varphi_u + \tan \varphi_d} \ln \left(\frac{K_s \gamma H + \frac{c_u + c_d}{\tan \varphi_u + \tan \varphi_d}}{\frac{c_u + c_d}{\tan \varphi_u + \tan \varphi_d} + \frac{p_r}{\lambda}} \right) \quad (9)$$

式中: h_e 为回采巷道高度 m ; φ 为煤体内摩擦角, ($^\circ$); p_r 为矸石及煤帮支护阻力 MPa ; φ_u, φ_d 分别为煤体上部、下部与岩体接触面上的摩擦角, ($^\circ$); K_s 为采动应力集中系数; c_u, c_d 分别为煤体上部、下部与岩体接触面上的界面黏聚力 MPa 。

假设 σ_y 在破裂区和塑性区内均呈线性分布,则可求出最大主应力 σ_y 与剪切应力 τ_{yx} ,进而求解出水平抗剪力 $S_x^{[11]}$ 的表达式:

$$S_x = \int_{x_1}^{x_2} \tau_{yx} dx = (x_2 - x_1) \left[\frac{(K_s + 1) \gamma H}{2} \cdot \tan \varphi_{u(d)} + c_{u(d)} \right] \quad (10)$$

潘三矿 17191(1) 工作面运顺采用锚杆支护体系作为支护手段,其支护阻力取 $p_r = 0.1 \text{ MPa}$,运输平巷高度 $h_e = 3.5 \text{ m}$,埋深 $H = 740 \text{ m}$,工作面长度 $2L_s = 200 \text{ m}$,其余计算参数取值为: $\varphi = 30^\circ$ $\varphi_u =$

20° $\varphi_d = 20^\circ$ $\sigma_r = 1.5 \text{ MPa}$ $\gamma = 25 \text{ kN/m}^3$ $\lambda = 1.0$, $c_u = 2.5 \text{ MPa}$ $c_d = 2.5 \text{ MPa}$ $K_s = 2.76$ 。

将以上参数代入式(6)~(10),可得卸压“关键层位”高度为 47.3 m,结合工作面地质综合柱状图可知卸压“关键层位”所处岩层组为 6.5 m 厚的中细砂岩;为达到良好的卸压效果,笔者将整层 6.5 m 厚的中细砂岩进行切落,因此切顶高度取 49.9 m。

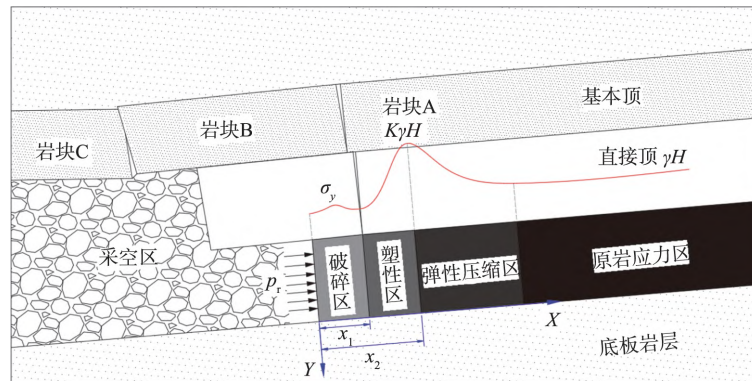


图 6 煤帮应力分布

Fig. 6 Stress distribution of coal slope

3.2.2 切顶角度

为保证岩块能够沿切线顺利切落,需满足以下关系^[12]:

$$\alpha \geq \phi - \arctan \frac{R}{T} \quad (11)$$

式中: α 为切顶角度(预裂切面与竖直方向的夹角)($^\circ$); ϕ 为岩块间的摩擦角($^\circ$); R 为岩块所受的剪切力 kN ; T 为岩块间的水平力 kN 。

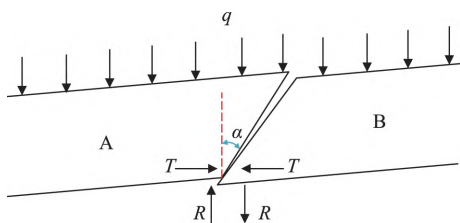


图 7 切顶角度力学模型

Fig. 7 Mechanical model of topping angle

其中^[13]:

$$R = qL, \quad T = \frac{qL^2}{2(h - \Delta s)} \quad (12)$$

式中: q 为卸压“关键层位”上的荷载集度 kN/m ; L 为卸压“关键层位”岩块的长度 m ; h 为卸压“关键层位”厚度 m ; Δs 为岩块 B 的下沉量 m 。

将式(12)代入式(11)得:

$$\alpha \geq \phi - \arctan \frac{2(h - \Delta s)}{L} \quad (13)$$

已有研究表明潮湿环境下岩石的残余摩擦角基本在 $22^\circ \sim 32^\circ$ ^[14],由于所切落的岩层为中细砂岩,其强度比较大,故选取摩擦角时取最大值 $\phi = 32^\circ$ 。

由潘三煤矿 17191(1) 工作面地质条件可得, $\phi = 32^\circ$ $L = 30 \text{ m}$ $\Delta s = 0.23 \text{ m}$ $h = 6.5 \text{ m}$,将所得参数代入上式得 $\alpha = 9.3^\circ$,考虑到现场施工条件及操作便捷等问题,选取切顶角度为 10° 。

3.2.3 炮孔间距

切顶间距与顶板的岩性、厚度、裂隙发育和爆破形成的裂隙宽度等情况有关,炮眼排距应小于 2 倍的裂隙长度,即

$$d_p \leq 2r \quad (14)$$

式中: d_p 为炮孔间距 m ; r 为裂隙扩展半径 m 。

爆破裂隙扩展半径一般采用以下公式计算^[15]:

$$r = r_b \times \left[\frac{v \rho_e D_e^2 n}{8(1 - v) \sigma_t} \times \left(\frac{r_c}{r_b} \right)^6 \right]^{\frac{1}{\alpha}} \quad (15)$$

式中: r_b 为炮孔半径 mm ; r_c 为装药半径 mm ; v 为泊松比; ρ_e 为炸药密度 kg/m^3 ; D_e 为炸药爆速 m/s ; n 为压力增大系数,一般取 $8 \sim 11$; α 为应力波衰减系数,其中 $\alpha = 2 - v/(1 - v)$; σ_t 为岩体抗拉强度 MPa 。

由潘三矿地质条件可得,泊松比取平均值为 $v = 0.32$,岩体抗拉强度取平均值为 $\sigma_t = 1.5167 \text{ MPa}$,

应力波衰减系数 $\alpha = 1.529$,压力增大系数取 $n = 8$,选用的炸药密度和爆速分别为 $1\,250\text{ kg/m}^3$, $4\,200\text{ m/s}$ 。根据现场设计的炮孔参数计算得到爆破裂隙扩展半径 $r = 5.43\text{ m}$,即炮孔间距最大取值为 $d_p = 10.86\text{ m}$,为了方便施工 ,炮孔间距取 10 m 。

3.2.4 炮孔布置方式

通过理论分析发现切顶高度达到了近 50 m ,远超以往的施工设计经验 ,采用以往常用的单孔施工方案时 ,由于切顶高度的加大 ,装药长度和封泥长度也随之加大 ,导致封泥段岩层难以正常切落 ,影响切顶的效果 ,因此 ,提出“一组两孔”的爆破方案 ,将其分为主炮孔与辅炮孔 ,辅炮孔的作用为将主炮孔封泥段的岩层进行切落 ,其炮孔布置参数根据主炮孔进行确定 ;主炮孔与辅炮孔交替间断布置 ,主、辅炮孔间距为两组炮孔间距的一半 ,取 5 m 。

4 外错式顶板巷道卸压前后围岩稳定性分析

采用 $\text{FLAC}^{3\text{D}}$ 数值模拟软件对外错式顶板巷道卸压前后围岩位移演化规律及应力分布特征进行

分析 ,卸压参数参照上述理论分析结果取值 :卸压高度为 49.9 m 、卸压角度为 10° ,炮孔间距为 10 m ;切缝采用软件自带的 null 模型进行模拟。

卸压前后顶板巷道围岩位移演化规律如图 8 (a) 所示。未进行卸压时 ,工作面开挖后巷道顶底板移近量为 44 mm ;进行卸压处理后 ,围岩变形量减小 ,卸压后巷道顶底板移近量仅为 24 mm ;较未卸压方案相比 ,顶底板移近量减小了 20 mm ,减少了 44.9% 。这表明对顶板巷道进行预裂切顶卸压后 ,可以有效地阻断采动应力向巷道围岩的“转移” ,降低顶板巷道围岩的应力集中程度 ,减小巷道的变形。

由图 8 (b) 可知 ,未进行切顶卸压处理时 ,受采动影响作用 ,巷道两帮出现较高的应力集中 ,右帮应力集中程度较另一侧大 ,其峰值大小分别为 $30.1\,28.0\text{ MPa}$ 。进行切顶卸压处理后 ,阻断了采动应力向巷道围岩的“转移” ,降低了巷道帮部围岩应力集中程度 ,右帮峰值应力从 30.1 MPa 减小至 16.1 MPa ,减少了 46.5% ;左帮峰值应力从 28.0 MPa 减小至 16.2 MPa ,减少了 42.1% 。

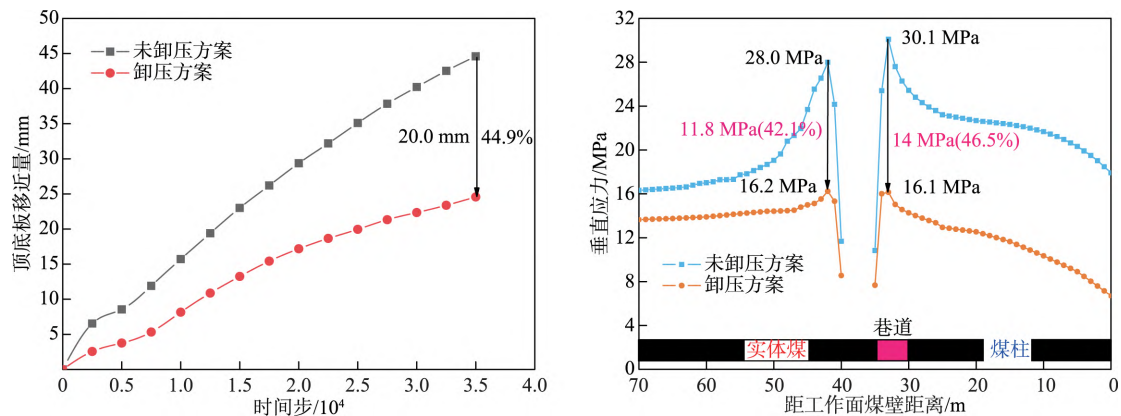


图 8 卸压前后巷道围岩位移及应力分布规律

Fig. 8 Displacement and stress distribution law of roadway surrounding rock before and after pressure relief

5 卸压控制工程实践及效果分析

5.1 卸压控制技术方案

由上述研究结果可知 ,卸压“关键层位”为 6.5 m 厚的中细砂岩 ,将此岩层切落后能有效阻断采动应力向巷道围岩的“转移” ,提高巷道围岩稳定性 ,

进行现场施工时采用的技术方案如下:

施工时所选用炸药类型为煤矿瓦斯抽采水胶药柱 ,主、辅炮孔编号分别为 $1^\#$, $2^\#$,炮孔具体布置及参数见表 2 和图 9 ,先施工并爆破 $1^\#$ 主炮孔 ,后施工爆破 $2^\#$ 辅炮孔 ,距离工作面 $50\sim 100\text{ m}$ 位置开始试验 , $1^\#$, $2^\#$ 深孔均一次起爆两组。

表 2 钻孔布置参数

Table 2 Drilling layout parameters

炮孔编号	仰角/($^\circ$)	与运输平巷夹角/($^\circ$)	炮眼深度/m	炮眼直径/mm	装药长度/m	封泥长度/m
1 [#]	80	90	53	94	35	18
2 [#]	65	90	26	42	17	9

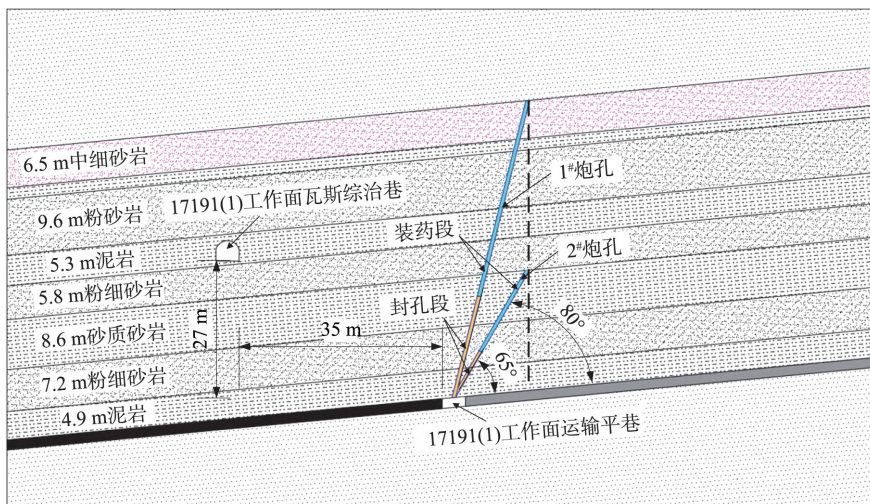


图 9 炮孔布置示意图

Fig. 9 Schematic diagram of blast hole layout

5.2 卸压控制效果分析

为直观地对切顶前后巷道变形破坏情况进行对比分析,对巷道不同位置处的变形破坏特征及巷道高度进行分析,如图 10 所示。

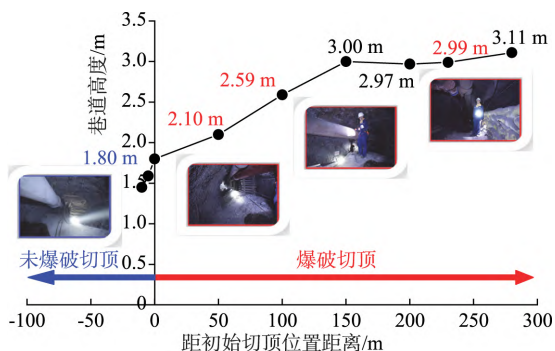


图 10 17191(1) 工作面瓦斯综治巷变形破坏特征及高度变化情况

Fig. 10 Deformation and damage characteristics and height changes of gas comprehensive treatment roadway in 17191 (1) working face

由图可知,未爆破切顶段瓦斯综治巷受到下方工作面采动影响变形剧烈,出现明显的底鼓、木垛溃缩变形等剧烈矿压显现,巷道断面剧烈收缩,无法满足正常的通风行人;爆破切顶段瓦斯综治巷变形较未爆破切顶段明显减弱,爆破切顶初始段(约 100 m)范围内巷道仍有不同程度的底鼓,但基本能保证人员正常通行,100 m 以远的瓦斯综治巷围岩稳定性显著改善,巷道断面维护状态良好,巷道高度完全满足正常通风行人要求。未实施预裂切顶时(未爆破切顶段),巷道高度最大仅为 1.8 m,断面收缩率达 48.6%,实施切顶措施后,巷道高度最大

为 3.0 m,断面收缩率为 14.3%,断面收缩率减小了 34.3%。

6 结 论

1) 工作面开采后形成的采动应力通过采空区侧向岩体向巷道围岩内部“转移”,导致外错式顶板巷道帮部围岩内部垂直应力集中程度加剧,围岩劣化并产生塑性破坏,破坏后其帮部围岩内部的应力又逐渐向无支护的底板“转移”,迫使底板产生大范围的张拉破坏形成底鼓。

2) 结合应力“转移路径”和压力拱理论,推导出外错式顶板巷道卸压“关键层位”高度计算公式,明确了影响外错式顶板巷道矿压显现的“关键层位”为 6.5 m 厚的中细砂岩,并得到了切落“关键层位”的切顶高度、切顶角度、炮孔间距和炮孔布置方式等关键参数,其中切顶高度为 49.9 m,切顶角度为 10°,炮孔间距为 10 m,炮孔布置方式为“一组两孔”。

3) 切落 6.5 m 厚的中细砂岩后,顶板巷道帮部应力集中程度降低,左右两帮应力峰值分别减小了 42.1%、46.5%,巷道围岩变形量减小,顶底板移近量减小了 44.9%,巷道最大高度由 1.8 m 变化为 3.0 m,断面收缩率减小了 34.3%,巷道围岩变形控制效果良好,研究成果可为相似条件下的巷道围岩稳定性控制研究提供一定的理论及实践指导。

参考文献:

- [1] 谢和平,吴立新,郑德志. 2025 年中国能源消费及煤炭需求预测[J]. 煤炭学报, 2019, 44(7): 1949-1960.
XIE Heping, WU Lixin, ZHENG Dezhi. Prediction on

- the energy consumption and coal demand of China in 2025[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(7): 1949-1960.
- [2] 肖峻峰,陈洋洋,李平,等. 深井高瓦斯工作面“一巷多用”瓦斯治理新模式[J]. 煤炭学报, 2015, 40(10): 2414-2421.
XIAO Junfeng, CHEN Yangyang, LI Ping, et al. New comprehensive gas control mode based on one roadway with multi-purposes of high methane working face in deep coal mine [J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(10): 2414-2421.
- [3] XIONG T G, CHANG J C, HE K, et al. Study on deformation and failure characteristics of surrounding rock of overlying roadway under upward mining in the deep mine[J]. Geofluids, 2021, 2021: 1-14.
- [4] 王成,杜泽生,张念超,等. 上行开采顶板煤巷围岩稳定性控制技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(2): 220-225.
WANG Cheng, DU Zesheng, ZHANG Nianchao, et al. Study on surrounding rock control for mining roadway of the overlying protected seam in ascending de-stressed mining [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29 (2): 220-225.
- [5] 王成,张农,李桂臣,等. 上行开采顶板不同区域巷道稳定性控制原理[J]. 中国矿业大学学报, 2012, 41(4): 543-550.
WANG Cheng, ZHANG Nong, LI Guichen, et al. Control principles for roadway roof stabilization in different zones during ascending mining[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2012, 41 (4): 543-550.
- [6] 黄万朋,邢文彬,郑永胜,等. 近距离煤层上行开采巷道合理布局研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(12): 3028-3039.
HUANG Wanpeng, XING Wenbin, ZHENG Yongsheng, et al. Reasonable layout of roadways for upward mining technology of close coal seams[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36 (12): 3028-3039.
- [7] 侯树宏. 近距离厚煤层上行开采巷道布置及支护技术研究[J]. 煤炭工程, 2021, 53(11): 42-47.
HOU Shuhong. Roadway layout and support technology of upward mining in contiguous thick coal seams [J]. Coal Engineering, 2021, 53(11): 42-47.
- [8] 周泽,朱川曲,李青锋. 裂隙带顶板巷道围岩破坏机理及稳定性控制[J]. 煤炭学报, 2017, 42(6): 1400-1407.
ZHOU Ze, ZHU Chuanqu, LI Qingfeng. Failure mechanism and stability control of roof roadway in fractured zone[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(6): 1400-1407.
- [9] 郑桂荣,杨万斌. 煤巷煤体破裂区厚度的一种计算方法[J]. 煤炭学报, 2003(1): 37-40.
ZHENG Guirong, YANG Wanbin. A calculation method of the failure zone width of side coal-wall of roadway in seams[J]. Journal of China Coal Society, 2003(1): 37-40.
- [10] 侯朝炯,马念杰. 煤层巷道两帮煤体应力和极限平衡区的探讨[J]. 煤炭学报, 1989, 14(4): 21-29.
HOU Chaojiong, MA Nianjie. Stress in in-seam roadway sides and limit equilibrium zone [J]. Journal of China Coal Society, 1989, 14(4): 21-29.
- [11] 李迎富,华心祝. 沿空留巷围岩结构稳定性力学分析[J]. 煤炭学报, 2017, 42(9): 2262-2269.
LI Yingfu, HUA Xinzhu. Mechanical analysis on the stability of surrounding rock structure of gob-side entry retaining [J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42 (9): 2262-2269.
- [12] 钱鸣高,缪协兴,何富连. 采场“砌体梁”结构的关键块分析[J]. 煤炭学报, 1994, 19(6): 557-563.
QIAN Minggao, MIAO Xiexing, HE Fulian. Analysis of key block in the structure of voussoir beam in longwall mining [J]. Journal of China Coal Society, 1994, 19(6): 557-563.
- [13] 张百胜,王朋飞,崔守清,等. 大采高小煤柱沿空掘巷切顶卸压围岩控制技术[J]. 煤炭学报, 2021, 46(7): 2254-2267.
ZHANG Baisheng, WANG Pengfei, CUI Shouqing, et al. Mechanism and surrounding rock control of roadway driving along gob in shallow-buried, large mining height and small coal pillars by roof cutting [J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(7): 2254-2267.
- [14] 陈上元,赵菲,王洪建,等. 深部切顶沿空成巷关键参数研究及工程应用[J]. 岩土力学, 2019, 40(1): 332-342, 350.
CHEN Shangyuan, ZHAO Fei, WANG Hongjian, et al. Determination of key parameters of gob-side entry retaining by cutting roof and its application to a deep mine [J]. Rock and Soil Mechanics, 2019, 40 (1): 332-342, 350.
- [15] 何满潮,马资敏,郭志飏,等. 深部中厚煤层切顶留巷关键技术参数研究[J]. 中国矿业大学学报, 2018, 47(3): 468-477.
HE Manchao, MA Zimin, GUO Zhibiao, et al. Key parameters of the gob-side entry retaining formed by roof cutting and pressure release in deep medium-thickness coal seams[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2018, 47(3): 468-477.