

采动影响下暗斜井机头大断面 硐室底鼓治理技术

曹力铭¹,袁超^{1,2,3*},王卫军^{1,2},彭文庆^{1,2},范磊¹

(1.湖南科技大学 资源环境与安全工程学院,湖南 湘潭 411201;

2.煤矿安全开采技术湖南省重点实验室,湖南 湘潭 411201;

3.南方煤矿瓦斯与顶板灾害预防控制安全生产重点实验室,湖南 湘潭 411201)

摘要:采用理论分析、数值模拟和现场试验等方法,分析了采动影响下,硐室底板的变形和破坏规律,提出了硐室底鼓的治理方案.研究表明:(1)在回采扰动影响下,硐室底板垂直变形的速率与其所受到的垂直应力及水平应力都是正相关的,即垂直变形速率随着所受到的应力增大而增大.(2)在硐室帮部打密集孔,使帮部出现围岩破碎区,扰动应力得到一定程度释放,并向深部转移,底板应力集中程度得到有效降低.(3)采用“钻孔卸压和锚索+喷浆”联合支护技术,可以达到较好的控制硐室底鼓变形的效果,这样一来就保障了硐室的安全生产.

关键词:采动影响;底板破坏;钻孔卸压;数值模拟;力学模型

中图分类号:TD354 **文献标志码:**A **文章编号:**1672-9102(2019)04-0044-09

Study of Large Section Subinclined Head Chamber Affected by Mining Action Floor Heave Controlling Technology

Cao Liming^{1,2}, Yuan Chao^{1,2,3}, Wang Weijun^{1,2}, Peng Wenqing^{1,2}, Fan Lei¹

(1. School of Resources, Environment and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China;

2. Hunan Provincial Key Laboratory of Safe Mining Techniques of Coal Mines, Xiangtan 411201, China;

3. Work Safety Key Lab on Prevention and Control of Gas and Roof Disasters for Southern Coal Mines, Xiangtan 411201, China)

Abstract: The method of theoretical analysis, numerical simulation and field test is used to analyze the deformation and failure rules of the bottom chamber of the chamber under the influence of mining, and a treatment plan for the chamber bottom drum is proposed. Results show that (1) Under the influence of mining disturbance, the vertical deformation rate of the chamber floor is positively related to the stress, that is, the vertical deformation rate increases with the increase of stress. (2) Dense holes are drilled in the upper part of the chamber, so that the broken part of the surrounding rock appears in the upper part, the disturbance stress is released to a certain extent it is transferred to the deep part, and the stress concentration of the floor is effectively reduced. (3) The combination of "drilling pressure relief and anchor cable + shotcrete" combined support technology can better control the deformation of the bottom drum of the chamber, thus ensuring the safe production of the chamber.

Keywords: mining action; floor failure; drilling relief; numerical simulation; mechanical model

随着我国煤炭开采深度的逐年增加,在深部巷道“三高一扰动”的环境下,巷道围岩变形一般较大,巷道

收稿日期:2019-08-25

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51804109;51434006;51874130);湖南省教育厅资助科研项目(18C0333);湖南科技大学博士启动基金资助项目(E51851)

*通信作者,E-mail:yuanchaozh1@126.com

变形持续时间长,深部巷道围岩难以控制的情况时常发生.在高应力巷道围岩变形破坏中底鼓变形破坏的现象时常发生,且占据总变形破坏数的比例较大^[1],国内外学者在回采巷道的底鼓力学原理及其控制技术方面取得了重要的研究成果.韩磊和颜立新等^[2-4]认为巷道围岩的高应力是产生底鼓的重要原因,底板岩体塑性流动、岩石扩容、水理作用及弯折断裂共同作用导致了软岩巷道底鼓的发生;张挺哲^[5]研究了底鼓的变形特征,将底鼓类型进行了分类:挤压性、挠曲褶皱性、遇水膨胀性以及剪切错动性;徐营等和王树立等^[6,7]发现受采动的影响,底板破坏程度比一般情况下更大,主要表现在底鼓变形量大,变形速度快;贾进亚和董雨等^[8,9]通过理论分析和现场实验等手段,研究了深部软岩巷道底鼓的力学特征,提出了底鼓应力转移和连续“双壳”治理底鼓技术;李俊岗等^[10]以工程试验为背景,研究了破碎软岩巷道的底鼓特征,提出了锚网喷注联合支护技术.此外,巷道底鼓管理的关键在于对破碎底板的加固,减小巷道底板自由面,降低围岩水平应力对巷道底鼓的影响程度^[11].上述研究成果在控制巷道底鼓方面有较好的效果,但是,因受到巷道环境的影响,像巷道围岩性质、地质条件等,仍有大量动压巷道遭受着底鼓变形的影响而无法使用,甚至报废.因此,在动压巷道的底鼓管理过程中,依据巷道的具体情况,选取合适的支护方法十分必要.

本文以实际工程为背景,建立了硐室底板应力计算模型,分析了在上部煤层采动影响下,硐室底板围岩的力学变化规律,通过数值模拟与现场监测等手段,分析了钻孔卸压对硐室底鼓变形的控制效果.

1 工程概况

萍乡高坑煤矿暗皮带斜井机头硐室布置在扫边槽煤层底板岩层中,硐室标高为-146 m,硐室位置与断面尺寸见图1.

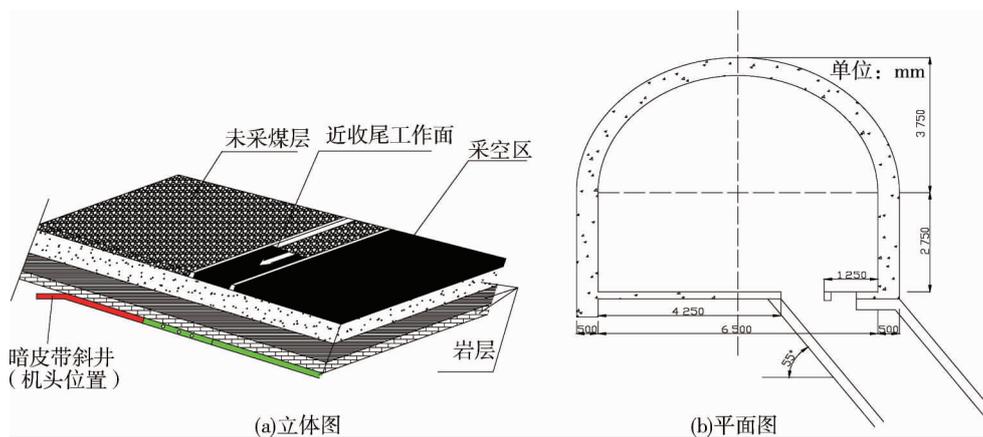


图1 暗斜井机头硐室

2 采动对硐室底板变形理论分析

2.1 采动对硐室围岩应力计算分析

根据工作面推进方向与底板硐室轴向垂直的情况,硐室位于工作面正下方和保护煤柱下方,如图2a所示.硐室位于一侧采空的工作面正下方时,其硐室底板任意一点的垂直应力可通过三角形载荷形式计算,如图2b所示;硐室位于工作面下方时的支承压力的可简化为图2c所示的情况^[12].

在三角形载荷作用下,硐室底板任意一点 (x, y) 的采动应力^[13]:

$$\sigma_y = \frac{P}{\pi B} \int_0^{2B} \frac{y^3 \xi}{[(x - \xi)^2 + y^2]^2} d\xi = -\frac{xP}{2\pi B} \left(\arctg \frac{x - 2B}{y} - \arctg \frac{x}{y} \right) - \frac{Py(x - 2B)}{\pi^2 [(x - 2B)^2 + y^2]}; \quad (1)$$

式中: P 为总压力; B 为垂距; x 为水平破坏距离; y 为垂直破坏深度.

硐室位于工作面下方时,底板任一点 (x, y) 的采动应力:

$$\sigma_y = \gamma H + \sigma'_y = \gamma H + \frac{\gamma H y}{\pi} \frac{x}{x^2 + y^2} + \frac{\gamma H}{4\pi b} \left\{ [(4k - 7)x + 4b] \arctg \frac{x}{y} - 4.5k(x - b) \arctg \frac{x - b}{y} \right\} +$$

$$\frac{k(x-9b)}{2} \arctg \frac{x-9b}{y} - (x+4b) \arctg \frac{x+4b}{y} \} \quad (2)$$

式中： H 为垂直距离； γ 为容重； b 为洞室宽度； k 为常量。

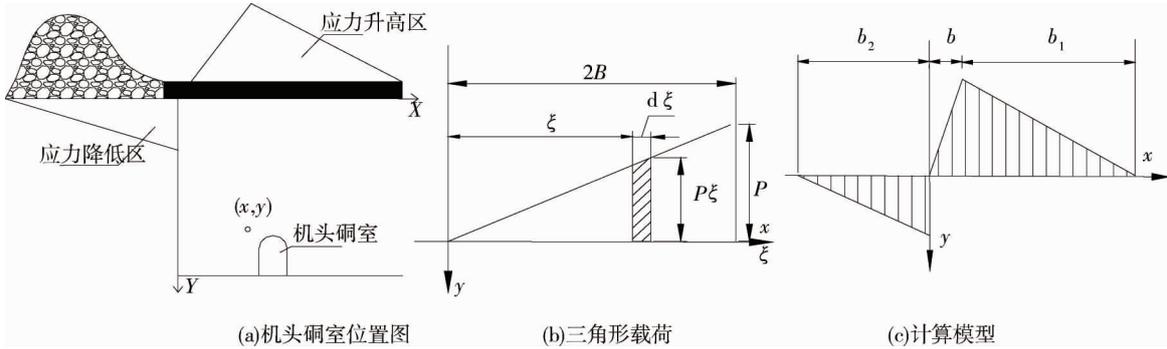


图2 洞室底板应力计算模型

上述公式中常量的取值： $b=5\text{ m}$ ， $\gamma=2.5\text{ N/cm}$ ， $k=2$ ， x 取 $-20\sim 20\text{ m}$ ， y 取 $-50\sim 0\text{ m}$ 。根据上述工作面底板任一点采动应力计算方法可以推导出底板应力曲线包裹图，如图3所示。在工作面推进过程中，集中应力向下传递的最大深度约为 $1.5B\sim 2B$ ，此时处于工作面上方的煤层开采对其下部洞室底板影响不明显，上部煤层开采对洞室底板产生扰动最显著的区域为垂距 $B=1.0$ 内所形成的包裹曲线，应尽量避免把洞室布置在该区域范围内。根据高坑煤矿地质资料，上部煤层底板与洞室的垂直距离为 22 m ，洞室正处于上部煤层开采影响范围内。

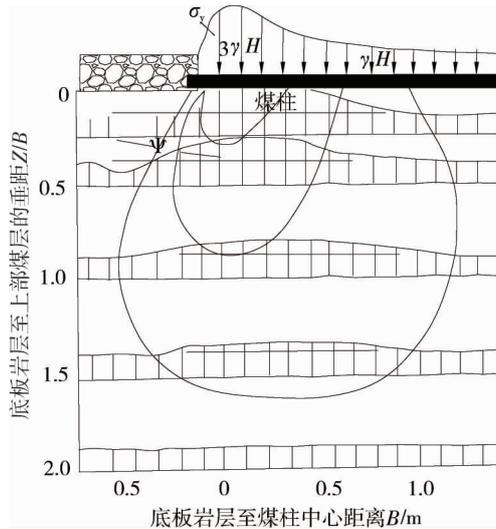


图3 上部煤层开采过程中底板岩层不同深度的垂直应力分布

2.2 洞室底板破坏理论分析

为有效分析洞室底板破坏机理，国内外学者建立了多种洞室底板力学分析模型^[2-7]，本文以高坑煤矿为背景，采用底板层状力学模型分析底鼓机理^[14]，依次由近及远分析底板岩层的稳定性及其位移，如图4所示。

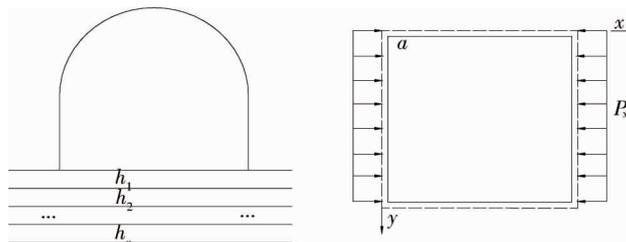


图4 底板层状岩层力学分析模型

薄板压曲微分方程为

$$D\nabla^4\omega - \left[N_x \frac{\partial^2\omega}{\partial x^2} + 2N_{xy} \frac{\partial^2\omega}{\partial y^2} + N_y \frac{\partial^2\omega}{\partial x^2} \right] = 0. \quad (3)$$

式中: D, E, μ_1, ω 分别为 h_1 岩层的抗弯刚度、弹性模量、泊松比、挠度,其中 $D = Eh_1^3/12(1-\mu_1^2)$; N_x, N_{xy}, N_y 分别为 h_1 岩层的中面内力.

$$N_x = -p_x; N_y = -\mu_1 p_x; N_{xy} = 0. \quad (4)$$

式中: P_x 为 h_1 岩层两端单位长度上所受的均布压力.

将式(4)代入式(3),同时考虑到该受力分析仅与 x 有关,可得式(5):

$$D\nabla^4\omega - N_x \frac{\partial^2\omega}{\partial x^2} = 0; \quad (5)$$

取挠度的表达式为

$$\omega = \sum_{m=1}^{\infty} A_m \sin \frac{m\pi x}{a}. \quad (6)$$

式中: a 为 h_1 岩层的宽度; m 为临界载荷; A_m 为任意正整数及待定系数.

将式(6)代入式(5)得

$$\sum_{m=1}^{\infty} A_m \left[D \frac{m^4 \pi^4}{a^4} - \frac{p_x m^2 \pi^2}{a^2} \right] \sin \frac{m\pi x}{a} = 0. \quad (7)$$

薄板的压曲条件为

$$\frac{Dm^4 \pi^4}{a^4} - \frac{p_x m^2 \pi^2}{a^2} = 0; \quad (8)$$

当 $m=1$ 时, $(P_x)_0$ 可得出最小临界荷载:

$$(p_x)_0 = \frac{E\pi h_1^3}{12a^2(1-\mu_1^2)}. \quad (9)$$

底板分层厚度与硐室宽度之比大于 $1/5$ 时,底板不会被压曲;底板分层厚度与硐室宽度之比 $h_1 < a/5$ 时,宽度越大底板被压曲所需的纵向载荷越小.当 P_x 达到并超过一定的临界载荷 $(P_x)_0$ 时,底板岩层在硐室两帮的挤压作用下向硐室内弯曲,直到稳定的岩层形成新的平衡状态为止.根据暗斜井机头硐室围岩的力学参数可得第一层底板临界载荷为 $(P_x)_0 = 2.47$ MPa,远小于通过地应力测量得到的最大水平应力 11.1 MPa,说明暗斜井硐室底板第一层破断,而第二层临界载荷 $(P_x)_0 = 19.76$ MPa 大于最大水平应力,说明该分层没有破断.

2.3 硐室底鼓控制理论

对于底板的岩层运动规律,根据前述理论分析,在支承压力的作用下,并不是所有底板岩层都参与底鼓,而是一部分岩层向上鼓起,而下部岩层则发生下沉.因此,可以发挥锚杆或锚索的锚固作用,将鼓起岩层锚固在下沉岩层中,抑制上部岩层地鼓起^[15].

3 采动对硐室底板变形数值分析

硐室开挖后,围岩应力状态从三向变为双向,支护的目的是使硐室底板围岩处于三向应力状态.通过支护提高底板围岩破裂区的残余强度,控制破裂区进一步发展,抑制底板破裂围岩体地张开与滑动,从而达到控制底鼓变形量的目标.依暗斜井机头硐室底板变形破坏治理为主线,兼顾两帮变形控制,提出“第一步钻孔卸压”,第二步“锚索+喷浆”的控制底板变形破坏支护方式.

3.1 模型建立

采用 FLAC^{3D} 分析研究高坑工业广场所压煤层开采对其下部暗斜井机头硐室的扰动影响.计算模型范围为 $200 \text{ m} \times 200 \text{ m} \times 100 \text{ m}$,计算模型共有 125 960 个单元和 147 333 个节点,边界条件为底部位移约束,四

周位移约束,具体模型如图 5a 所示,模型的各个岩层力学参数见表 1.为模拟采动对机头硐室的影响,先对硐室进行开挖,然后进行相应支护,计算平衡后,对计算模型中所有网格节点位移和速率全部清零,然后开挖煤层,煤层开挖的走向长度为 100 m,如图 5b 所示.在计算模型 (100,45,20) 处设置测点 1 监测硐室底板变形情况;在 (100,45,15) 处设置测点 2 监测硐室底板应力变化情况,如图 6 所示.

表 1 模型各分层参数

	体积模量 K/GPa	切变模量 G/GPa	内聚力 c/MPa	内摩擦角 $\phi/(\text{°})$	抗拉强度 σ_t/MPa	容重 γ
页岩	7.21	5.40	3.53	27	0.87	2.33
煤层	3.78	1.96	0.88	18	1.09	2.24
泥岩	7.34	4.76	3.21	29	0.85	3.12
煤层	4.08	1.23	0.89	23	0.49	1.33
细砂岩	18.52	10.76	3.15	41	2.27	3.51
煤层	4.52	1.32	1.02	19	0.50	3.11
砂岩	18.37	9.72	3.53	37	1.79	2.87

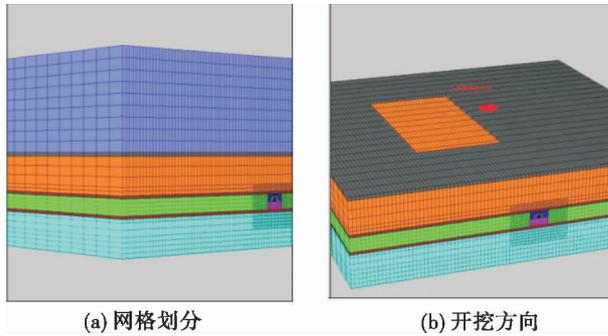


图 5 计算模型与工作推进方向

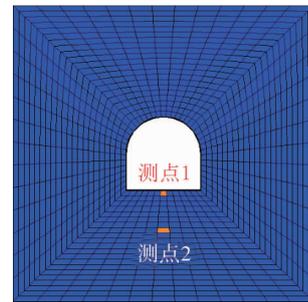


图 6 监测点布置

3.2 原方案数值分析

硐室原支护方式为料石砌碛,支护参数见表 2,支护模型见图 7 所示.

由图 8 和图 9 可分析看出,在硐室与工作面水平距离为 40 m 范围内,硐室底板垂直位移变形速率、垂直应力与水平应力值随着工作面的逐点靠近而逐点增大,当挖至监测点与工作面的水平距离为 40 m 时,其位移变形速率与应力变化速率达到最大值,其垂直应力与水平应力分别为 $-2.72, -6.18 \text{ MPa}$,垂直位移为 198 mm.工作面跨过硐室后,底板变形速率与应力值随着工作面的推进而逐点减小.硐室底板的变形速率与其应力是正相关的,变形速率随着应力值的增大而增大.

表 2 暗斜井机头硐室支护参数

名称	弹性模量 E/MPa	法向耦合 K_n/MPa	剪切耦合 K_n/MPa	内聚力 C/MPa	泊松比 μ	厚度 T_h/m
砌碛	10.5e9	7.4e10	7.4e10	1e20	0.25	1.19

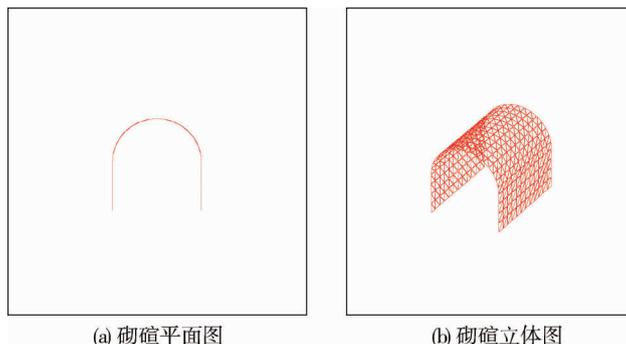


图 7 暗斜井机头硐室支护模型

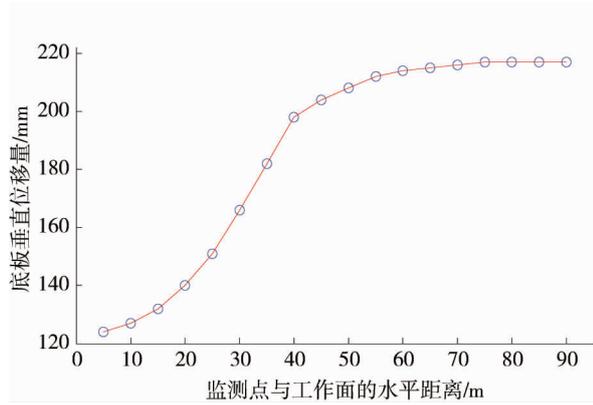


图8 底板垂直位移变化

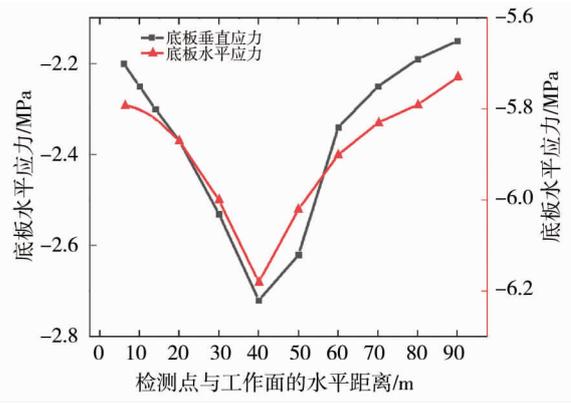


图9 底板垂直应力与水平应力变化

3.3 新方案数值分析

新支护方案采用两帮钻孔卸压与锚索+喷浆支护(锚索参数见表3,支护参数见表4,支护模型见图10)。为了模拟硐室帮部卸压孔对底板围岩应力的影响,根据硐室现场实际的卸压孔位置,将计算模型相应位置的卸压孔设置为空模型,先对硐室和卸压孔的空模型进行开挖,然后进行锚索+喷浆支护,计算平衡后,再对计算模型中所有网格节点位移和速率全部清零,然后开挖煤层进行计算。

表3 锚索参数

锚索	断面/(10 ⁻⁴ m ²)	径向长度/(10 ⁻² m)	灰浆抗压强度 T/MPa	弹性模量 E/GPa	抗拉屈服强度/kN
锚索	3.01	5.43	19	47	19

表4 支护参数

	厚度/m	面积/m ²	弹性模量 E/GPa	泊松比 μ
混凝土	0.1	0.7	18.5	0.25

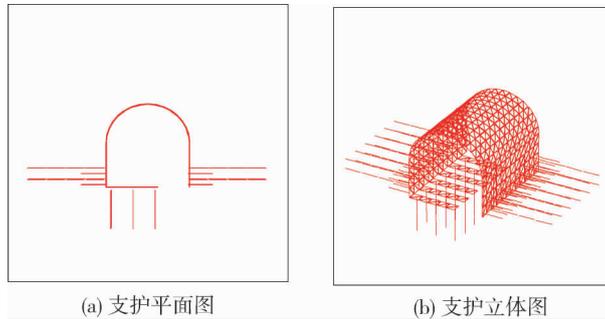


图10 新支护方案模型图

由图11和图12可知,其硐室底板的变形速率随着应力值的增大而增大。在挖至监测点与工作面的水平距离为40 m时,其位移变形速率与应力达到最大值,其垂直应力与水平应力分别为-2.53, -6.03 MPa, 垂直位移为122 mm。

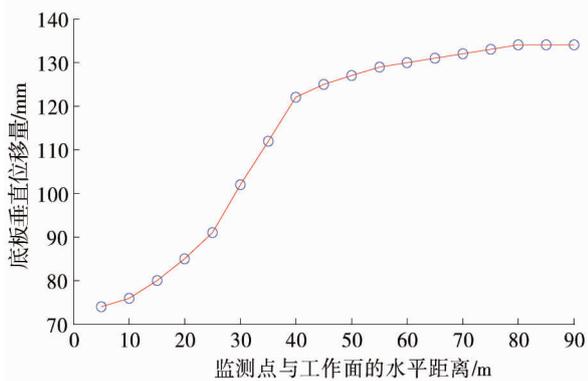


图11 底板垂直位移变化

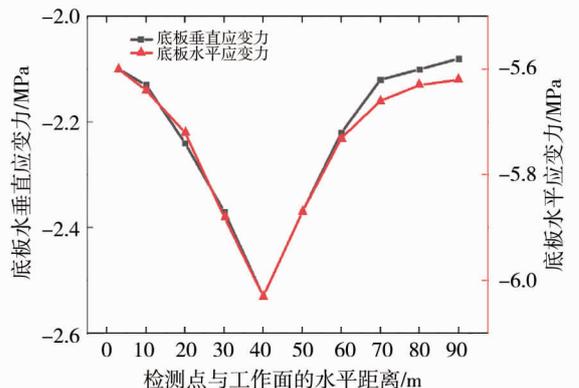


图12 底板垂直应力与水平应力变化

将图 11,图 12 与图 8,图 9 比较分析可以发现,无论是新方案还是旧方案,其硐室底板的变形速率与垂直应力和水平应力都是正相关的,具有相同的规律.与旧方案相比,采用新支护方案后的硐室围岩变形与应力值明显降低,其底板的变形量减少了 83 mm,最大垂直应力与最大水平应力分别减少了 0.19,0.15 MPa,硐室围岩底鼓变形得到显著控制.

4 工程实践

暗斜井机头硐室原支护方式为料石砌碇支护,由于硐室围岩强度较低,临近工作面扰动应力与原岩应力引起硐室围岩应力叠加的影响,硐室矿压显现加剧,底鼓问题严重,服务期间已进行了 2 次扩底,但底板围岩变形仍不能稳定,已严重影响矿井的安全生产.基于上述分析,结合暗斜井机头硐室工程地质围岩条件以及煤层开采情况,采用“钻孔卸压,锚索+喷浆”的分步联合支护技术控制底板底鼓变形,硐室支护方案如图 13 和图 14 所示.

4.1 支护设计

1) 钻孔卸压:在硐室帮部打密集钻孔,将帮部围岩附近的集中应力向深处转移,根据经典矿压理论可知,应力集中区域主要位于两帮 5~10 m 处^[16,17].其具体参数如下:钻孔孔径 $\phi 32$ mm,间距 300 mm,深度 3 000 mm,孔与轨面呈 45° 向下,孔斜误差为 $\pm 5^\circ$,见图 13.

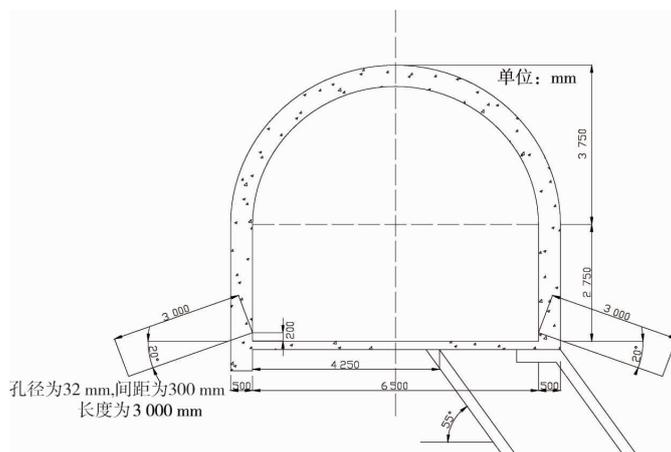


图 13 底部密集钻孔

2) “锚索、槽钢和喷浆”二次支护设计:在暗斜井机头硐室的二次支护方案中,应重点治理底鼓变形.结合现场特点,此次支护重点在硐室左帮和靠左底板位置,具体支护参数见图 14.

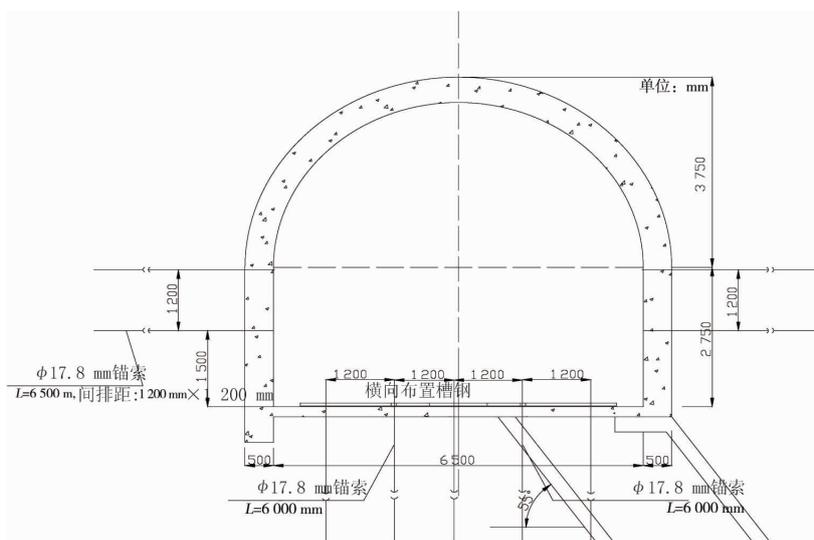


图 14 断面支护图

在整个支护过程中,钻孔卸压促使高应力区向围岩深处转移,确保硐室周围围岩处于低应力区,进而保障硐室保持稳定.钻孔卸压可能会导致硐室浅部围岩发生破坏,所以在卸压结束后再使用“锚索+注浆”进行二次注浆加固,确保围岩的完整性,“锚索+注浆”支护性能恰好与钻孔卸压机理相互协同,故而“钻孔卸压,锚索+喷浆”的分步联合支护就可使得硐室得到进一步的稳固.

在上部煤层开采扰动影响下,硐室底板会发生破断而产生底鼓变形.锚索等支护结构的支护强度较低,延伸性能较差,不能适应硐室围岩大变形.为了实现支护结构的让压性能,在锚索的尾部安装了可压缩性垫板装置,主要通过 25U 型钢实现支护结构的让压性能,如图 15 所示.

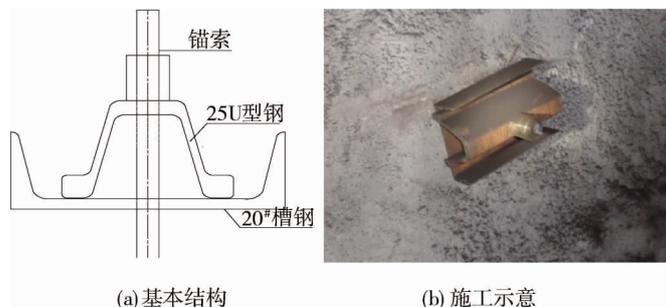


图 15 可压缩性垫板装置

4.2 硐室底板变形监测与分析

在暗斜井机头硐室试验段设置了 4 个位移监测点,以监测下一个工作面回采对机头硐室的影响.皮带两端监测点分别位于硐室帮脚和中间,相对位移量可近似等同于硐室的底鼓变形量,监测点布置情况如图 16 所示,监测数据整理见图 17.钻孔卸压后对底板进行“锚索+槽钢+喷浆支护”控制,提高底板硐室围岩的整体性和稳定性.从图 17 可以看出,回采工作面与硐室水平距离在 15 m 范围内,其底板变形速率较大;从现场来看,并未发现锚索等支护结构断裂失效等情况,硐室服务期间的变形量满足矿井安全生产需求.

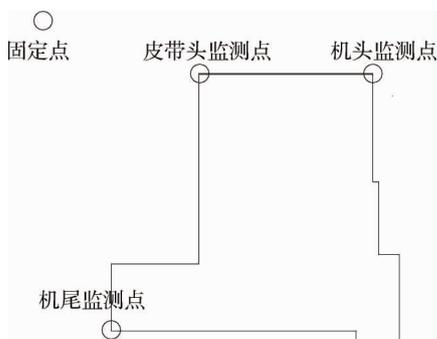


图 16 测点布置图

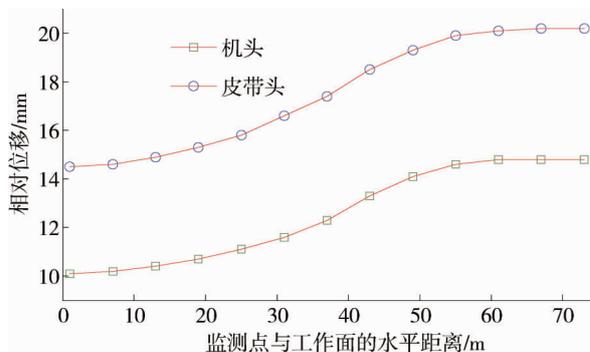


图 17 机头硐室皮带相对位移和机头相对位移

5 结论

1) 硐室在工作面回采扰动作用下,其底板垂直变形的速率与其所受到的垂直应力及水平应力都是正相关的,即垂直变形速率随着所受应力的增大而增大.

2) 为使硐室两帮区域扰动压力在膨胀时得到一定程度的补偿,在硐室两帮通过布置密集钻孔形成围岩弱化区域.围岩弱化区域的产生使原本处于两帮的扰动应力峰值向两帮深部转移,帮部扰动应力在一定程度上被释放,底板应力集中的现象得到有效缓解,硐室底板围岩变形得到控制.

3) 工程实践表明:“钻孔卸压与锚索+喷浆”的分步联合支护技术可较好控制硐室底板底鼓变形,未出现锚索等支护结构断裂失效的情况,从而保障了暗斜井机头硐室服务期间的安全使用.

参考文献:

- [1] 丁先飞, 彭志涛. 大跨度沿空回采巷道底鼓防治技术研究[J]. 煤炭科技, 2019, 40(1): 44-47.
- [2] 韩磊, 侯水云, 张小康. 大倾角煤层回采巷道底鼓机理及控制技术[J]. 煤矿安全, 2018, 49(3): 209-212.
- [3] 刘泉声, 黄诗冰, 崔先泽, 等. 深井煤矿硐室底鼓控制对策与监测分析[J]. 岩土力学, 2015, 36(12): 3506-3515.
- [4] 颜立新, 王涛. 深部构造应力作用下大断面硐室底鼓控制技术[J]. 煤矿开采, 2017, 22(6): 50-53.
- [5] 张挺哲. 深井高应力回采巷道底鼓协同控制技术研究及应用[J]. 煤炭科技, 2019, 40(3): 54-57.
- [6] 徐营, 周辉, 柏建彪, 等. 沿空留巷底鼓特性与控制方法研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(S2): 4235-4243.
- [7] 王树立, 张开智, 蒋金泉, 等. 深井大型硐室厚坚硬底板破坏机理及控制技术[J]. 岩土工程学报, 2016, 38(7): 1316-1323.
- [8] 贾进亚, 张志霄. 深部软岩巷道底鼓控制研究及应用[J]. 能源技术与管理, 2018, 43(6): 56-58.
- [9] 董雨, 李雷. 深部软岩巷道底鼓形成因素分析及控制技术研究[J]. 内蒙古煤炭经济, 2017(15): 103-105.
- [10] 李俊岗, 左胜, 尚立斌, 等. 底板锚注加固技术治理深部软岩巷道底鼓[J]. 煤炭与化工, 2016, 39(7): 76-78.
- [11] 李亚军. 采动巷道底鼓机理分析及治理技术研究[J]. 煤炭与化工, 2017, 40(10): 31-33.
- [12] 李昌儒, 吴拥政, 褚晓威, 等. 深部高应力硐室群围岩应力分布及破坏特征模拟研究[J]. 煤矿开采, 2019, 24(1): 62-66.
- [13] 袁超. 深部巷道围岩变形破坏机理与稳定性控制原理研究[D]. 湘潭: 湖南科技大学, 2017.
- [14] 王振义. 岩巷底鼓机理及控制技术的力学分析[D]. 焦作: 河南理工大学, 2015.
- [15] Zhu C Q. Mechanics model and numerical analysis of floor heave in soft rock roadway[J]. Journal of Coal Science and Engineering, 2011, 17(4): 372-376.
- [16] Brantberger M, Stille H, Eriksson M. Controlling grout spreading in tunnel grouting—analyses and development of the GNT-method[J]. Tunneling and Underground Space Technology, 2000, 15(4): 343-352.
- [17] 成功, 王锡勇, 李冬伟, 等. 采用微震监测技术提高钻孔卸压效果的方法[J]. 中国矿业, 2019, 28(11): 142-146.