

综采工作面小煤柱软岩巷道底板控制技术

Control Technology of Floor Plate of Small Coal Pillar in Fully Mechanized Mining Face

盛林

Lin Sheng

国家能源集团宁夏煤业公司双马一矿 中国·宁夏 灵武 750408

Shuangma One Mine, Ningxia Coal Industry Company, National Energy Group, Lingwu, Ningxia, 750408, China

摘要: 论文以双马矿 I 0104,07 工作面为例, 分析回采过程中, 回风巷受 6.0m 小煤柱影响, 巷道两帮帮鼓, 同时应力的集中与卸载等变化将向底板岩层深部传递, 引起底板巷道应力场的变化, 造成巷道底鼓或破坏。结合现场实际情况, 分析了巷道底板破坏的机理, 根据现场矿压观测结果分析研究, 基于研究发现, 巷道支护是围岩释放能量、支护体吸收能量的能量再分配问题, 并采用了“卸压槽+一梁四柱”的耦合支护方案变形, 相对于采取支护前的巷道底板, 巷道底鼓量减少 35%, 在一定程度上控制住了巷道底鼓情况, 满足了工作面安全生产的需求。

Abstract: In this paper, Shuangma coal mine I 0104,07 working face as an example, analysis of the process of mining, the return air roadway by the influence of 6.0m small coal pillar, roadway two help drum, at the same time the stress concentration and unloading changes will be to the bottom rock depth transfer, cause the floor roadway stress field changes, resulting in roadway floor heft or failure. Combined with the actual situation on the site, the mechanism of roadway floor failure is analyzed. According to the analysis and research of the field rock pressure observation results, based on the research findings, roadway support is the energy redistribution problem of the surrounding rock releasing energy and the support body absorbing energy, and the coupling support scheme of “pressure relief groove+one beam and four columns” is adopted for deformation. Compared with the roadway floor before support, the roadway floor heave is reduced by 35%. The floor heave of the roadway is controlled to a certain extent, and the requirements for safe production of the working face are met.

关键词: 小煤柱; 底鼓; 卸压槽; 控制技术

Keywords: small coal pillar; the bass drum; pressure relief groove; control technology

DOI: 10.12346/etr.v4i11.7328

1 引言

工作面开采导致的动压影响将促使煤体进一步破坏, 特别是工作面软底条件下, 应力集中在巷道底板后, 引发的巷道底鼓、底板破坏等问题, 很大程度上制约了工作面安全高效回采, 然而回采巷道的护巷煤柱的留设尺寸与采区内煤炭资源的回收率有很大的联系, 为了提高煤炭资源的采出率, 留设小煤柱成为当下发展的趋势^[1]。因此, 有必要对小煤柱巷道应力分布、底板破坏以及控制技术进行研究^[2]。

2 工程概况

I 0104,07 工作面所采煤层为 4-1 煤, 埋深为 135m, 煤层产状为: 倾向 50°~143°, 倾角 10°~20°, 平均倾角为 14°。煤层厚度 4.08m^[3]。基本顶为中粒砂岩, 厚度 6.1m, $f = 2.8\sim 3.7$; 直接顶为粉砂岩, 厚度 3.50m, $f = 1.9\sim 3.1$; 直接底为泥岩, 厚度 7.87m, $f = 1.7\sim 2.6$ 。工作面设计时因实施小煤柱, 将回风巷设计成两段, 回风巷 I 段留设 25m 煤柱, 长度 2570m; 回风巷 II 段为小煤柱段, 留设 6m 煤柱, 长度 950m, 具体见图 1。

【作者简介】盛林 (1987-), 男, 中国安徽凤台人, 本科, 工程师, 从事井工矿综采管理工作研究。

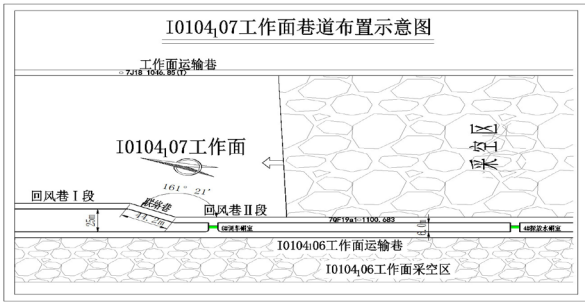


图 1 | 0104,07 工作面巷道布置示意图

3 支承压力在底板岩层中的传播规律

根据工作面支承压力分布规律可知，作用于煤体上的支承压力近似三角形分布，应力增高系数为 K，将侧向支承压力减去原岩应力，便可得到超前支承压力增量分布规律。

根据弹性力学理论，可知三角形载荷作用在半平面的边界上，在弹性基础 (x, z) 点引起的垂直应力为：

$$\Delta\sigma_z = \sigma_{z_1} + \sigma_{z_2} + \sigma_{z_3} + \sigma_{z_4} = \frac{\gamma H(b_2+x)}{180b_2} \arctan \frac{x+b_2}{z} + \frac{\gamma H}{180} \left(\frac{x+b_2}{b_2} - \frac{b-kx}{b} \right) \arctan \frac{x}{z} + \frac{\gamma H}{180} \left(\frac{b-kx}{b} + \frac{(k-1)(b+b_1-x)}{b} \right) \arctan \frac{x-b/k}{z} + \frac{\gamma H}{180} \frac{(k-1)(x-b-b_1)}{b_1} \arctan \frac{x-b-b_1}{z} \quad (1)$$

- 式中：z——煤层间距，m；
- k——应力集中系数；
- γ——上覆岩层平均容重，kN/m³；
- H——上煤层工作面埋深，m；
- b——上煤层支承压力峰值距煤壁的距离，m；
- b₁——上煤层支承压力峰值与回落至原岩应力区之间的距离，m；
- b₂——上煤层采空区煤壁与恢复至原岩应力区之间的距离，m。

故在底板岩层 (x, z) 点处垂直应力为：

$$\sigma_z = \gamma H + \Delta\sigma_z + \gamma Z \quad (2)$$

由推导公式 (2) 可计算得到作用煤体上的超前支承压力呈近似三角形分布，在煤层埋深 135m，应力增高系数为 3 的情况下，底板岩层受超前支承压力影响的垂直应力分布规律如图 2 所示。

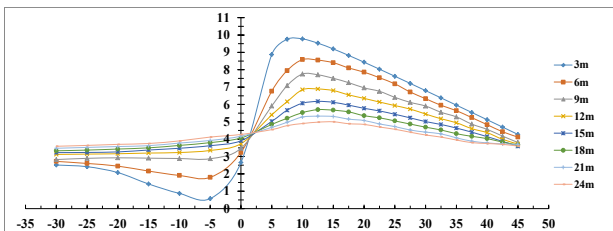


图 2 底板岩层垂直应力分布规律

从图 2 可知，超前支承压力在底板中的分布主要有以下规律：

①底板岩层中任意一点的垂直应力取决于该点与工作面推进的相对位置关系。

②在已开采工作面底板岩层的同一深度，最大垂直应力出现在工作面煤壁边缘下方水平距离数米处，随着距煤层底板平面垂直距离的增加，最大垂直应力值逐渐远离工作面煤壁，并且应力曲线逐渐平滑，应力差值趋势趋于平缓；在距离底板平面深度 15m 的位置，超前工作面前方最大应力集中系数为 1.6，距工作面水平距离为 12.5m 左右^[4]。

③在采空区下方一定底板岩层范围内，底板岩层的垂直应力随着开采煤层的垂直距离的增加逐渐增加，换言之，随着垂直距离的增加，采空区下方底板恢复原岩应力的水平距离就越短^[5]。

4 工作面回风巷底板破坏现场监测分析

工作面回采过程中，在回风巷小煤柱段，距工作面煤壁向外 200m 范围，每 25m 布置一组十字布桩，随工作面回采，十字布桩循环向前布置。自 2021 年 4 月 12 日开始布置十字布桩，共计观测 3 次，观测日期分别为 2021 年 4 月 19 日、23 日、27 日。根据回风巷小煤柱十字布桩观测结果分析，工作面顶板下沉量远小于底鼓量，顶板下沉量最大为 110mm (F3 测点，4 月 27 日观测)，底鼓量最大为 802mm (F2 测点，4 月 23 日观测)，回风巷两帮移近量最大为 640mm (4 月 23 日 F2 测点，上帮移近量 165mm，下帮移近量 475mm)。根据观测数据分析，回风巷小煤柱段受工作面采动影响范围由 70m 逐渐增加至 120m 左右^[6]。

5 回风巷小煤柱巷道底鼓控制技术及治理效果分析

5.1 回风巷巷道底鼓控制技术

针对 I 0104,07 回风巷底板位于煤层位、底板岩体易吸水变软等特点，采用“卸压中槽 + 超前棚梁支护”的方法进行底鼓治理。卸压岩槽宽度为 0.5m，深度为 0.8m 的控制技术方案，在槽内填充矸石，便于行人和运输，增加超前支护强度，变更方式为：超前支护距离不小于 70m。其中，工作面煤壁向外 30m 支护方式为“一梁四柱”倾向棚梁棚子，棚距为 1000mm，距钢梁两端 200mm 范围各支设一棵支柱，距钢梁中部位置支设一棵支柱，在上帮侧支柱与中排支柱中间位置再支设一棵支柱，形成一梁四柱支护，该支柱与两侧支柱间距为 600mm；工作面煤壁向外 30~70m 范围支护方式为“一梁三柱”倾向棚梁棚子，棚距为 1000mm，距钢梁两端 200mm 范围各支设一棵支柱，距钢梁中部位置支设一棵支柱，支柱间距为 1.2m。

5.2 控制技术效果分析

为了检验回风巷小煤柱巷道底板控制技术的效果，在巷道卸压槽开挖段底板相同间隔距离布置观测点对巷道断面变形量进行连续观测，根据现场观测结果分析，可以总结

出,在工作面回采过程中,巷道、巷帮仍然出现底鼓及片帮现象,但巷道底鼓及片帮量减少,设置4个观测点,随工作面回采过程中,顶板最大下沉量为76mm,最大底鼓量为527mm,两帮移近量最大为412mm,受工作面采动影响明显区域长度为42.3m,相对于未采取控制措施时,工作面巷道变形量降低了约35%,表明卸压槽的开挖通过吸收可一定的围岩变形量的同时减小了围岩弹性能的释放,从而达到减缓及控制巷道变形量,从而起到保护巷道不被破坏满足生产的需求^[7]。

6 结论

通过对 I 0104,07 回风巷巷道在软岩条件下,巷道底板破坏的分析及巷道底鼓控制技术的研究,得出结论如下:

①计算得到了作用煤体上的超前支承压力呈近似三角形分布,在煤层埋深135m,应力增高系数为3的情况下,底板岩层受超前支承压力影响的垂直应力分布规律。

②超前支承压力在底板中的分布主要有以下规律:底板岩层中任意一点的垂直应力取决于该点与工作面推进的相对位置关系;在已开采工作面底板岩层的同一深度,最大垂直应力出现在工作面煤壁边缘下方水平距离数米处,随着距煤层底板平面垂直距离的增加,最大垂直应力值逐渐远离工作面煤壁,并且应力曲线逐渐平滑,应力差值趋势趋于平缓;在距离底板平面深度15m的位置,超前工作面前方最大应力集中系数为1.6,距工作面水平距离为12.5m左右;在采空区下方一定底板岩层范围内,底板岩层的垂直应力随着开采煤层的垂直距离的增加逐渐增加,换言之,随着垂直距离

的增加,采空区下方底板恢复原岩应力的水平距离就越短。

③随工作面向前推进,采场底板压力释放,通过对比底板不同推进距离下底板垂直应力图可得,工作面后方约10m范围采场底板垂直应力变化梯度最大,随底板深度的增加,垂直应力递减梯度逐渐减弱,工作面后方距离大于10m时,测线上前后的应力差值逐渐变小。

④卸压槽的作用在于给予底板一定的变形空间,使巷道底板岩层的水平应力得到一定程度的释放,通过减小巷道围岩弹性能的释放从而减小塑性耗散能,达到控制巷道变形的目的。

参考文献

- [1] 于斌,姚强岭,王少卿,等.侧向支承应力作用下6.0m小煤柱巷道加固技术研究[J].煤炭工程,2021,53(3):73-77.
- [2] 杨秦昆,赵明福,张帅.煤柱集中应力在底板中的传播规律[J].现代矿业,2014,30(10):174-175.
- [3] 魏军强,徐营,徐自强,等.巷道底鼓过程中能量转移规律及其控制研究[J].金属矿山,2021(2):29-35.
- [4] 徐江山.综采工作面超前应力底鼓区控制技术应用[J].山东煤炭科技,2020(11):54-55+58.
- [5] 王晓鹏.巷道底板卸压槽防治底鼓机理及效果研究[J].煤,2017,26(6):61-62+69.
- [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] LI W,BAI J,PENG S,et al.Numerical Modeling for Yield Pillar Design:A Case Study[J].Rock Mechanics and Rock Engineering,2015,48(1):305-318.