

# 煤矿厚松散层条带采空区“三带”发育特征探查

赵文<sup>1,2</sup>

(1. 中煤科工生态环境科技有限公司, 北京 100013; 2. 中煤科工循环产业研究院(山东)有限公司, 山东 济宁 272000)

**摘要:** 煤矿厚松散层条带采空区覆岩“三带”发育特征探查是我国东部采煤沉陷区综合治理的重要工作内容, 为查明采空区“三带”发育高度及残余空隙分布特征, 以济宁某矿厚松散层条带采空区为背景, 综合采用高密度三维地震、瞬变电磁法、地质钻探、煤田测井、钻孔电视及经验公式等方法开展理论研究、现场探测和定量分析。结果表明, 深部厚松散层采空区在采深采厚比大于190的条件下, 主关键层未破断, 覆岩“三带”发育特征显著, 弯曲变形带发育至地表; 在超260 m厚的松散层较大荷载作用下, 采留比1:2的条带采空区顶板基本全垮落, 老顶初次来压步距23 m, 周期来压步距10 m, 地质探查显示采空区无尺度较大空洞; 导水裂缝带高度为18.9~77.7 m, 平均为50.8 m, 为采高的18.2倍; 垮落带高度为8.00~9.58 m, 平均为8.19 m, 为采高的2.9倍; 覆岩主要导水裂缝发育高度为40 m; 垮落带残余空隙率为15%, 裂缝带残余空隙率为2.7%, 受采动影响煤柱残余空隙率为9%。可据此定量计算采空区残余空隙体积, 为采空区注浆设计提供准确数据。

**关键词:** 厚松散层; 条带采空区; 导水裂缝带; 空隙分布特征; 采空区治理

**中图分类号:** TD166; TD325 **文献标志码:** A **文章编号:** 1671-1807(2024)22-0340-08

我国华北、华东地区广泛分布有深部厚松散层煤矿区, 因“三下”煤层开采形成大范围的条带采煤沉陷区, 采空区覆岩破坏规律及“三带”发育特征探查是采煤沉陷区充填治理的关键技术问题之一, 是充填治理方案设计的基本前提, 国内外学者对此开展了大量的现场探测工作和深入研究。钱鸣高和许家林<sup>[1]</sup>提出“砌体梁”理论分析老顶破断规律, 并提出了关键层理论。许家林等<sup>[2]</sup>提出了基于关键层位置的导水裂隙带高度预计方法。宋振骥等<sup>[3]</sup>基于传递岩梁理论, 提出并阐述了采场岩层控制进展与控制准则。程磊等<sup>[4]</sup>总结了近年来煤矿采动覆岩导水裂隙带发育高度的研究进展。左建平<sup>[5]</sup>建立了厚松散层覆岩岩层整体移动的“类双曲线”模型。夏筱红等<sup>[6]</sup>研究了厚松散层下开采覆岩移动变形规律。张玉军等<sup>[7]</sup>分析了特厚煤层高强度开采导水裂隙带发育高度。杨胜利等<sup>[8]</sup>构建了深埋厚冲积层薄基岩煤层地表沉陷分区预测模型。王晓蕾和王晶<sup>[9]</sup>详细阐述了六种煤层开采覆岩破坏特征数值模拟研究方法。刘震等<sup>[10]</sup>提出了深部条带采空区覆岩“三带”发育高度判别的量化指标。但对于深部厚松散层条带采空区覆岩破坏规律及“三带”发育特

征研究较少, 受上部厚松散层影响, 较多常规探查方法不再适用或精度受限, 现场探测工作难度增加, 采用单一探查方法难以准确探查采空区导水裂隙带发育高度和残余空隙分布特征。为此, 以济北某矿为工程背景, 采用现场实测和理论分析, 探查深部厚松散层条带采空区覆岩破坏规律和“三带”发育特征, 研究覆岩“三带”发育高度定量化探查方法, 查明条带采空区残余空隙分布特征, 为该地质条件的采煤沉陷区精细探查和科学治理提供借鉴。

## 1 工程概况

济宁北某煤矿在村庄下采用条带式开采 $3_{\perp}$ 煤层, 开采厚度为2.8 m。工作面倾斜长度为50 m, 煤柱宽为100 m, 如图1所示。

采空区地表标高为+39.0~+41.8 m; 条带采空区埋深为514.6~582.0 m, 平均为538.8 m。其中, 松散层厚度为251.5~261.8 m, 基岩厚度为247.5~321.9 m。地层整体由东北向西南倾斜, 倾角为 $6^{\circ}$ ~ $7^{\circ}$ 。 $3_{\perp}$ 煤层顶板以细砂岩为主, 次为泥岩、中砂岩和粉砂岩, 偶见粗砂岩、黏土岩。底板以粉砂岩为主, 次为泥岩, 偶见细砂岩。 $3_{\perp}$ 煤层顶、底板184 m柱状及岩层物理力学性质如图2所示。

**收稿日期:** 2024-06-12

**基金项目:** 中国煤炭科工集团有限公司科技创新创业资金专项重点项目(2018-2-ZD007); 中国煤炭科工集团有限公司科技创新创业资金专项重点项目(2022-2-ZD004)

**作者简介:** 赵文(1990—), 河南驻马店人, 硕士, 工程师, 研究方向为煤田地质灾害治理。

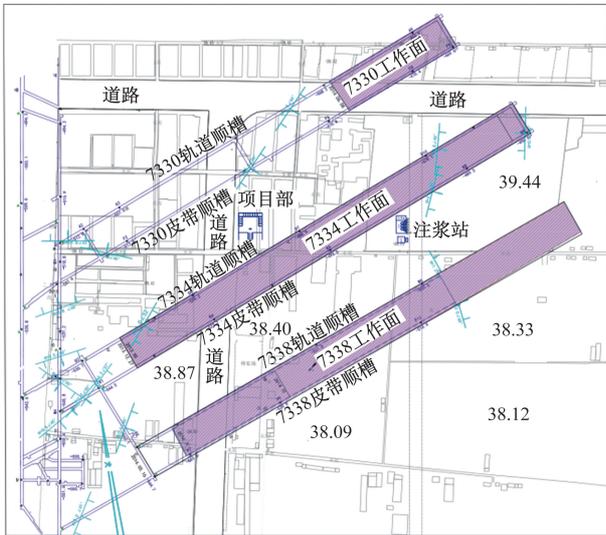


图1 研究区条带采空区分布

采空区整体处于不充分垮落全充水状态,采空区场地处于不稳定-基本稳定状态,开展工程建设前需对采空区进行注浆充填治理<sup>[11]</sup>。

## 2 采空区覆岩破坏规律分析

研究区工作面采用全垮落法管理顶板,上覆岩层随着煤层开采产生移动变形与破断,在主关键层

未破断的情况下形成覆岩“三带”,由煤层顶板向上依次为垮落带、裂缝带、弯曲下沉带。煤层上覆岩体受开采扰动破坏程度随着距开采煤层距离的增加而逐渐减小。根据采动应力场重分布及岩体移动变形特征,沿垂向上,由煤层顶板向上覆岩破坏程度逐渐降低,裂隙尺度逐渐减小;沿回采方向,由开采煤壁前方向采空区内部依次划分为支撑影响区、顶板离层区(裂隙发育区)、重新压实区<sup>[12]</sup>,如图3所示。

受采动影响,采空区应力重分布,在回采位置前方形形成超前应力集中现象,煤层顶板在上覆岩层压力作用下产生变形破坏。当回采进尺超过顶板极限跨距时,顶板出现初次破断;随着工作面回采,老顶周期性破断形成周期来压。采空区老顶初次来压步距和周期来压步距典型计算公式采用梁式结构模型<sup>[13]</sup>,老顶初次来压步距计算公式为

$$L_1 = h \sqrt{\frac{2\sigma_t}{q}} \quad (1)$$

式中: $L_1$ 为老顶初次来压步距,m; $\sigma_t$ 为老顶抗拉强度,MPa; $q$ 为老顶承受上覆岩层荷载,MPa; $h$ 为老顶岩层厚度,m。

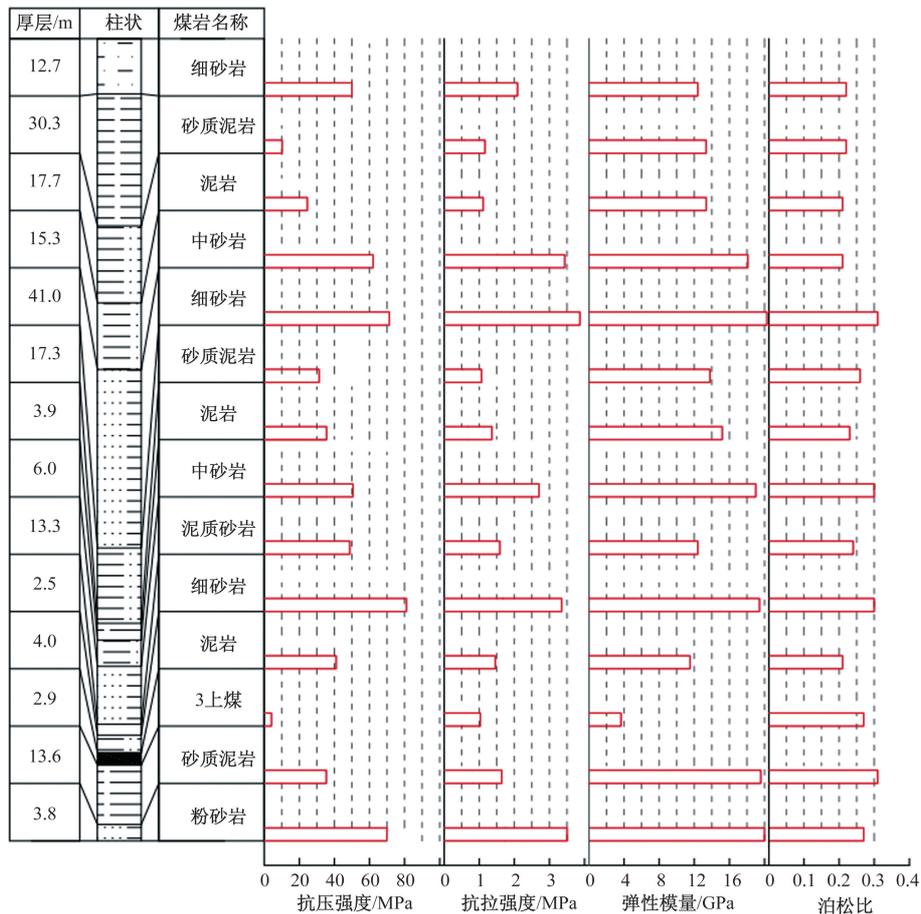
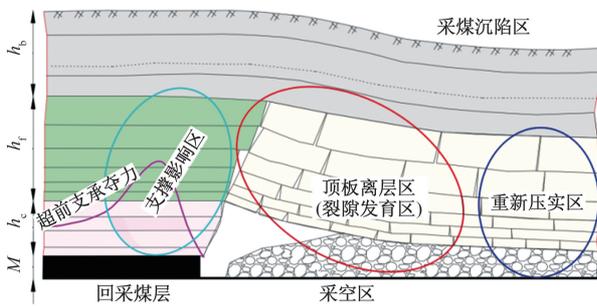


图2 地层柱状及物理力学性质



$h_c$ 为垮落带高度; $h_f$ 为裂缝带高度; $h_b$ 为弯曲带高度; $M$ 为采厚

图3 采空区上覆岩层变形破坏分区示意图

老顶周期来压步距计算公式为

$$L_2 = h \sqrt{\frac{\sigma_i}{3q}} \quad (2)$$

式中: $L_2$ 为老顶周期来压步距。

顶板所承受载荷 $q$ 由关键层确定,当关键层以上存在 $n$ 层岩层时,第1层受到第 $n$ 层对其影响时形成的载荷为

$$q = \frac{E_1 h_1^3 \sum_{i=1}^n \gamma_i h_i}{\sum_{i=1}^n E_i h_i^3} \quad (3)$$

式中: $E_i$ 为第 $i$ 层岩层的弹性模量,GPa; $\gamma_i$ 为第 $i$ 层岩层的重度, $N/m^3$ ; $h_i$ 为第 $i$ 层岩层的厚度,m。

将老顶基本物理力学参数代入式(1)和式(2),计算可得老顶初次来压步距为29.9 m,周期来压步距为12.2 m。

实测研究区工作面直接顶初次垮落步距为7.5~21.0 m,平均为13.2 m;老顶初次来压步距为11.3~45 m,平均为23.6 m;周期来压步距为8.5~15.0 m,平均为10.4 m。来压不明显,总体上 $3_{\pm}$ 煤层顶板可归为II-III中等稳定顶板。对比发现,理论计算稍高于实测平均值,分析因老顶岩层力学计算参数通过岩样室内测试获取,而岩块力学强度通常高于原位岩体,导致理论计算结果偏高。

老顶破断步距准数 $l_m$ 计算如式(4)<sup>[13]</sup>所示:

$$l_m = \frac{h}{1-\mu^2} \sqrt{\frac{2\sigma_i}{q}} \quad (4)$$

将老顶物理力学参数代入式(4),计算可得老顶破断步距准数为32.8 m。

由此可知,工作面采宽 $b$ 符合 $\sqrt{2}l_m < b < 3l_m$ ,推算老顶破断步距 $L$ 符合 $l_m < L < \sqrt{2}l_m$ 。随着条带工作面采宽的缩短,顶板破断步距显著增大<sup>[13-14]</sup>;极限悬露面积 $S$ 先减小后增大,在采宽 $b=1.519l_m=49.82$  m处,极限悬露面积 $S$ 最小;工作面采宽

50 m可确保顶板悬露面积 $S$ 处于最小值,老顶破断形式呈竖“O-X”形。

### 3 覆岩“三带”发育高度探查

#### 3.1 导水裂缝带发育高度探查

查明导水裂缝带发育高度是开展采煤沉陷区治理的基本前提。受厚度超260 m的松散层影响,如电法勘探、探地雷达、瑞雷波法、地震映像法、重力法等较多常规物探方法不再适用或精度受限;且采空区埋深大,增加了地质钻探、煤田测井和钻孔孔电视等现场测试工作难度。为准确探查研究区导水裂缝带发育高度,本文采用高密度三维地震勘探、瞬变电磁法勘探、地质钻探、钻孔孔电视及经验公式等进行综合分析。

##### 3.1.1 高密度三维地震勘探

高密度三维地震勘探成果显示,采空区的主要裂缝发育在采空区底板以上约40.5 m范围,40.5 m以上区域裂缝发育较少。

##### 3.1.2 瞬变电磁法勘探

瞬变电磁法对同一水平的相邻采空区分辨能力较好,尤其对低阻采空区分辨能力强,被广泛用于煤矿积水采空区的探测<sup>[15]</sup>。从立体层叠电性变化特征来看,至 $3_{\pm}$ 煤上方40 m内电性异常反应较为明显,推断为采空区覆岩主要裂缝发育范围。至 $3_{\pm}$ 煤上60 m以上层位电性相对较均一,认为采空垮落异常对60 m以上地层电性相关性不大,推断采空区裂缝带未波及到 $3_{\pm}$ 煤上60 m以上地层,导水裂缝带最大发育高度50~60 m。

##### 3.1.3 钻探岩芯采取率与RQD对比

将14个勘查钻孔依据受采动影响程度分为四类,分别统计每类钻孔在不同层位的岩芯采取率及岩石质量指标(rock quality designation, RQD),如图4所示。

由图4可知,同一类型钻孔沿垂向上,采空区附近岩芯采取率及RQD相比上覆岩层降低明显;且距采空区位置越近,降低越显著。

(1) $3_{\pm}$ 煤层底板以上60 m至基岩顶面,四类钻孔岩芯采取率均在76%~85%,RQD在58%~64%,无明显差距。

(2) $3_{\pm}$ 煤层底板上方10~60 m,随着采动影响增强,岩芯采取率由86%下降至62%,RQD由72%下降至54%。

(3) $3_{\pm}$ 煤层底板上方0~10 m,随着采动影响的增强,岩芯采取率由70%下降至30%,RQD由31%下降至8%。

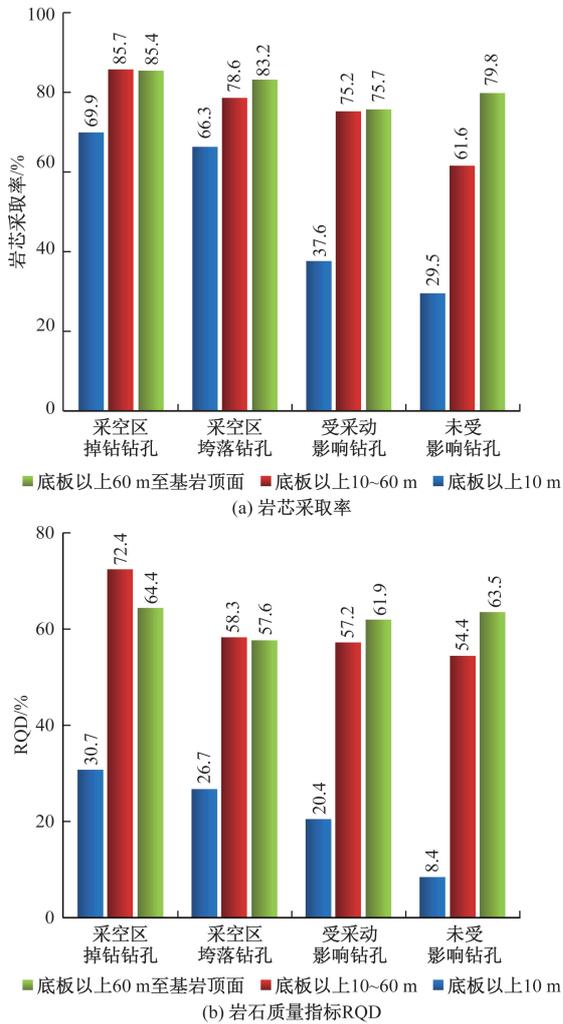


图4 钻孔岩芯统计

通过对比分析,覆岩采动裂隙发育至煤层底板上方60 m,而距底板60 m以上上覆岩层,采空区钻孔岩芯采取率及RQD与未受影响钻孔接近,表明受采动影响不明显。

### 3.1.4 钻孔电视成果

采用GD3Q-GA 4D超高清全智能钻孔电视对研究区内勘查钻孔开展孔内电视成像,以钻孔CK4-3为例,孔深为565.9 m,采空区底板埋深为559.6 m,自孔深为493.5 m处横向裂隙,孔壁裂隙逐渐发育,以横向裂隙为主;该位置与钻探过程漏水位置接近,判断进入导水裂缝带,对应高度为63.3 m。

### 3.1.5 钻进速度和钻孔冲洗液消耗量

针对停采时间较长的采空区,以探查钻孔施工过程中的冲洗液漏失量曲线确定导水裂缝带高度,过程简单,成果直观。以钻孔CK2-1和CK4-3为例,统计分析钻速和冲洗液漏失量,如图5所示。

如图5所示,从钻孔冲洗液漏失量分析,底板以

上52~61 m至基岩面冲洗液漏失量相对较小,为36.7~219.7 L/m,差异变化不大。底板以上52~61 m内冲洗液漏失量为115~14 120 L/m,比上部地层增大约117倍,消耗明显增大。从钻速分析,底板以上52~61 m至基岩面钻速较为平稳,为1.03~4.04 cm/min,底板以上52~61 m范围内钻速有所加快,尤其在底板以上8~10 m内钻进速度较高,达到1.52~88.00 cm/min,加快约10倍。

综上所述,底板以上52~61 m内,采空区钻孔及受采空影响煤柱钻孔冲洗液消耗量显著增大,采空区覆岩完整性受采动影响,导水性能明显增强。采空区钻孔底板以上52~61 m至基岩面范围钻进速度与煤柱钻孔基本一致,采空区钻孔在底板以上52~61 m内的钻进速度比煤柱钻孔提高13.4倍。判定导水裂缝带高度为52~61 m。

### 3.1.6 理论计算

(1)采空区顶板为坚硬覆岩条件下的导水裂缝带高度可按式(5)计算<sup>[16]</sup>,即

$$H_{li} = \frac{100 \sum M}{1.2 \sum M + 2.0} \pm 8.9 \quad (5)$$

式中: $H_{li}$ 为导水裂缝带最大高度,m; $\sum M$ 为累计采厚,m。

根据式(5)计算,导水裂缝带发育高度为43.3~61.1 m。

(2)根据关键层理论<sup>[1-2]</sup>,研究区 $3_{\pm}$ 煤基岩上部厚度超10 m的细砂岩作为主关键层,距离煤层超200 m,远超临界高度(7~10) $M$ ,主关键层不会破断,导水裂隙将发育至(7~10) $M$ 上方最近的亚关键层底部。结合研究区地质条件,导水裂缝带发育至第二层亚关键层底部,即距离煤层上方45~60 m的细砂岩层底部。

分析实测导水裂隙发育高度接近经验公式计算上限的主因之一是采空区上覆地层岩性,覆盖超260 m厚度松散层对顶板施加了较大荷载,而距离煤层最近的坚硬中砂岩作为亚关键层发生破断为裂隙向上扩展提供了有利条件<sup>[17]</sup>。

依据高密度三维地震、瞬变电磁法、岩芯采取率、RQD、钻孔电视与理论计算综合确定采动裂隙主要发育范围为采空区底板以上32.9~43.6 m,平均为39.6 m。在主要裂隙发育区上部仍存在部分导水裂隙;进一步结合钻进速度、循环液消耗量与理论公式等方法综合确定导水裂缝带高度为18.9~77.7 m,平均为50.8 m。综合对比,在深部

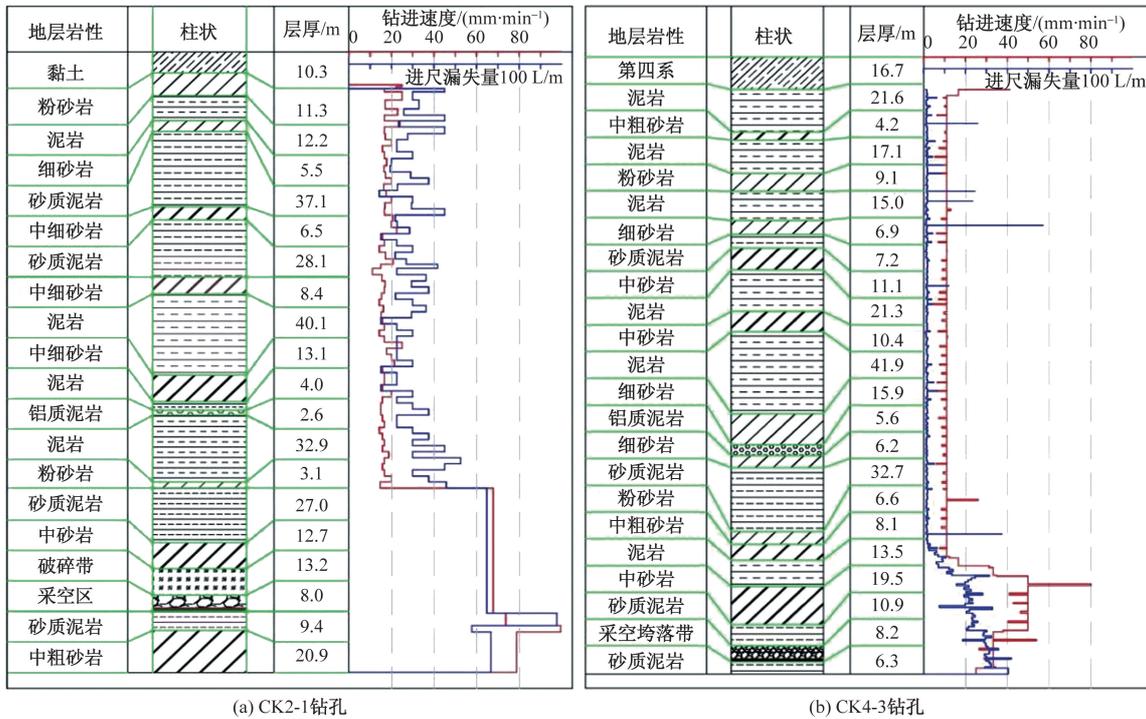


图 5 典型采空区钻孔地层柱状、钻进速度及漏失量曲线

厚松散层充水采空区,高密度三维地震勘探相比于瞬变电磁法纵横向分辨率更高,提升了复杂地质条件下的探测准确率和精度。

### 3.2 垮落带发育高度探查

为进一步查明导水裂缝带内裂缝带和垮落带的剩余空隙分布特征,合理估算采空区剩余空隙体积,采用经验公式、岩芯采取率、RQD、钻孔电视与煤田测井综合确定垮落带高度。

#### 3.2.1 经验公式法

根据岩样室内试验结果,3<sub>上</sub>煤层以上 10 m 内砂岩、泥岩单轴抗压强度平均值分别为 48.8 MPa 和 33.5 MPa;根据《规范》<sup>[16]</sup>,垮落带高度可按照中硬岩计算,即:

$$H_m = \frac{100 \sum M}{4.7 \sum M + 19} \pm 2.2 \quad (6)$$

式中: $H_m$ 为垮落带最大高度;研究区采厚为 2.8 m,根据式(6)计算,垮落带高度为 6.5~10.9 m。

#### 3.2.2 钻探信息

根据勘查成果,采空区钻孔煤层底板以上 10 m 范围岩芯采取率由 69.9% 降至 29.5%,RQD 由 30.7% 降至 8.4%。从钻进速度看,煤层底板以上 10 m 范围钻进速度 42.3 cm/min 比上覆地层提高 2 倍以上,钻进过程钻井液消耗量大,甚至全漏失。综合确定煤层底板以上 10 m 范围为垮落带,减去

采高 2.8 m,判定垮落带高度约 7.2 m。

#### 3.2.3 煤田测井和钻孔电视成果

测井成果显示,煤层顶板以上 8.0~9.6 m 范围孔径平均为 261.4 mm,是距底板 10 m 以上岩层的 2 倍;该段测井体积密度为 1.62~2.07 g/cm<sup>3</sup>,为上覆地层体积密度的 72%~92%,平均为 82.2%。根据钻孔电视揭露,煤层顶板以上 8.0~9.6 m 范围岩体形状极不规则,堆积杂乱,空隙尺度大,各向裂缝高度发育,完整性极差。判断煤层顶板以上 8.0~9.6 m 属于垮落带。

依据理论公式、钻孔岩芯采取率、RQD、钻进速度、煤田测井和钻孔电视等方法确定垮落带高度,如表 1 所示。

由表 1 可知,采空区垮落带探查高度平均为 8.19 m。

表 1 采空区垮落带发育高度

钻孔	发育高度/m		
	理论公式	采取率、RQD 钻进速度	煤田测井、 钻孔电视
CK1-1	6.5~10.9	7.2	9.05
CK2-1			8.00
CK2-5			8.25
CK3-2			8.65
CK4-1			9.58
CK4-3			8.45

### 3.3 煤柱塑性区宽度探查

#### 3.3.1 工作面矿压

根据工作面超前压力及周期来压步距分析,煤层开采后,在采空区两侧煤柱造成一定应力集中,煤柱靠近采空区侧 3~5 m 范围内首先发生破坏;后塑性区逐步向煤柱内部扩展。应力高峰区范围平均为 12.6 m,结合直接顶来压步距平均为 13.2 m,推测 13 m 范围发生塑性变形。根据工作面巷道超前压力明显影响范围平均为 20.2 m,老顶初次来压步距平均为 23.6 m,理论分析认为距煤壁 13~23 m 为煤柱发生塑性变形向弹性变形过渡区域。

#### 3.3.2 煤田测井成果

统计分析正常煤柱孔与受采动影响煤柱孔测井成果中体积密度和侧向电阻率,如图 6 所示。

根据图 6 的典型钻孔煤层体积密度与采空区距离的相对关系,分析得出煤层空隙率随煤柱距采空区距离变化关系,如图 7 所示。

随着与采空区距离的减小,煤层侧向电阻率由 294  $\Omega \cdot m$  增大至 531  $\Omega \cdot m$ ,体积密度由 1.388  $g/cm^3$  降低至 1.231  $g/cm^3$ ,空隙率由 2.66% 增加至 11.34%;对比分析以上两项指标,CK2-2 孔比原始地层体积密度仅减少 2.66%,侧向电阻率仅增加 11%,分析认为该孔受采空区影响程度低。CK3-3

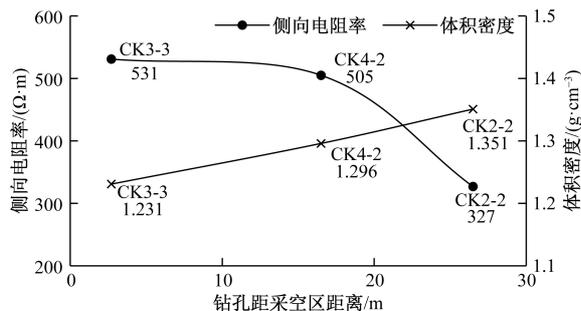


图 6 钻孔侧向电阻率和体积密度

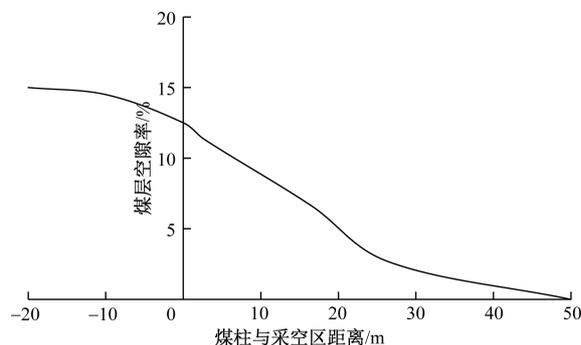


图 7 煤层空隙率与采空区位置关系

孔落点距离采空区为 2.7 m,空隙率达到 11.34%,接近采空区垮落带空隙率,分析认为该孔已进入塑性区;以侧向电阻率降低 60% 作为塑性区边界<sup>[18]</sup>,计算可得塑性区宽度为 18.5 m,受采动影响煤柱平均空隙率为 9.0%。

#### 3.3.3 钻探参数

对比分析受采动影响煤柱钻孔的钻进速度、冲洗液消耗量、岩芯采取率及 RQD,如表 2 所示。

表 2 受采动影响煤柱钻孔煤层段钻进过程对比

孔号	终孔落点与采空区距离/m	钻进速度/ $(cm \cdot min^{-1})$	钻孔冲洗液消耗量/ $(L \cdot min^{-1})$	岩芯采取率/%	RQD/%
CK3-3	2.70	9.9	254.3	35	0
CK4-2	16.50	4.8	99.3	48	0
CK2-2	26.50	3.3	47.1	82	8

由表 2 可知,采空区对煤柱的影响程度随着两者距离增加而持续减弱,CK2-2 孔在煤层部位冲洗液消耗较低,受采动影响小。CK3-3 孔在煤层部位进尺快,在钻进过程存在卡钻现象,且岩芯多呈碎屑状,孔壁稳定性差,表明 CK3-3 孔煤层部位已破坏。综合分析,CK4-2 孔处于塑性区边缘,岩芯采取率仅有 48%,以岩芯采取率 60% 为塑性区边界,计算可得塑性区宽度为 20 m。

#### 3.3.4 高密度三维地震成果

根据高密度三维地震探查结果,7334 工作面异常区最大宽度为 80 m,7338 工作面异常区最大宽度为 76 m。分析认为煤柱发生塑性变形后所引起的地震异常,扣除工作面宽度 50 m,工作面两侧异常区即塑性区宽度为 15 m。

综上,煤柱塑性区宽度探查成果如表 3 所示。

表 3 煤柱塑性区宽度探查成果

确定方法	工作面矿压分析	测井/ m	钻探/ m	高密度三 维地震/m
塑性区	13 m 内塑性区,13~20 m 塑性变形向弹性变形过渡区	18.5	20	15

由表 3 可知,通过分析工作面矿压、煤田测井资料、钻进速度、冲洗液消耗量、岩芯采取率、RQD 及三维地震成果,综合确定煤柱塑性区宽度为 15~20 m。

## 4 采空区空隙分布特征分析

根据“O”型圈理论,在水平方向,采空区周边空隙率较大,越靠近采空区中部空隙率越小,空隙率与采厚比和离工作面边界距离呈对数或线性关系;

处于同一高度的岩体空隙率,沿走向呈“马鞍型”或“波浪形”起伏,两端高,中间低;沿垂直方向,距采空区较近区域的空隙率高,在导水裂缝带内随垂向高度的增加,空隙率逐渐减少。

#### 4.1 垮落带空隙分布特征及空隙率

关键层与其控制的上覆岩层的周期破断与采空区已垮落关键岩块的再次破断共同主导了采空区垮落顶板堆积形态<sup>[19]</sup>。根据钻孔电视成果统计,垮落带内岩体随机堆积而成,纵横向裂缝均有发育,无法辨认单一裂缝的产状,空隙率大<sup>[17]</sup>。根据煤田测井成果,正常煤柱钻孔顶板以上10 m范围岩体平均体积密度为 $2.20 \text{ g/cm}^3$ ,以体积密度为指标,折算采空区钻孔垮落带空隙率,计算结果如表4所示。

表4 钻孔测井物理参数

孔号	垮落带高度/m	体积密度/ $(\text{g}\cdot\text{cm}^{-3})$	空隙率/%
CK1-1	9.05	1.845	16.1
CK2-5	8.25	1.637	25.6
CK2-1	8.00	2.084	5.3
CK3-2	8.65	1.793	18.5
CK4-3	8.45	1.989	9.6
平均	8.48	1.870	15.0

计算可得采空区垮落带平均空隙率为15.0%。

#### 4.2 裂缝带空隙分布特征及空隙率

根据勘查成果,研究区覆岩采动裂隙场分布呈“马鞍型”形态。沿工作面倾向,边界处导水裂缝带高度大于中部区域,沿工作面走向,导水裂缝带最大高度发生在切眼与终采位置上方。弯曲带地层以原生微小节理裂隙为主,裂缝宽度为3~25 mm,平均宽度约为7 mm,裂隙连通性差,裂缝带上部裂缝宽度为10~35 mm,平均宽度约为12 mm,裂缝带下部裂缝宽度为10~130 mm,平均宽度约为25 mm,统计结果如图8所示。

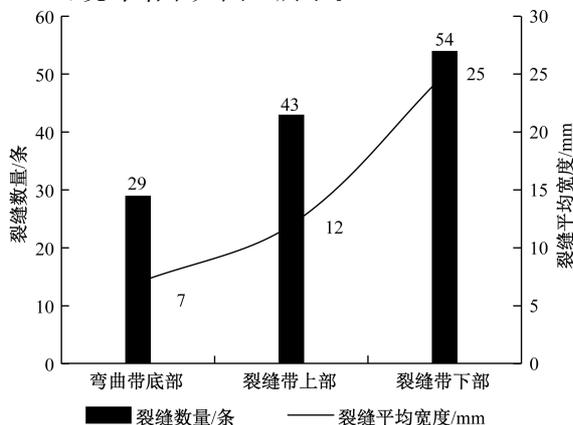


图8 覆岩不同层位裂缝

有研究认为采动裂隙分布存在两层:裂缝带上层以水平离层裂隙为主,下层以竖向破断裂隙为主。根据钻孔电视成果,研究区裂缝带上层以水平离层裂隙为主,其下层大倾角剪切裂隙增多,但连通性较好的大尺度裂隙仍以水平裂隙为主。

根据CK4-3钻孔电视,统计裂缝带裂隙纯有效张开度累计为0.725 m。垮落带空隙率为9.6%,折算空洞高度为0.81 m,计算可得垮落带折算空洞高度为裂缝带的1.117倍。根据表4,计算可得研究区垮落带平均折算空洞高度为1.25 m;则裂缝带平均折算空洞高度为1.139 m。导水裂缝带发育高度为50.84 m,扣除垮落带为8.19 m,裂缝带高度为42.65 m,由此可得裂缝带剩余空隙率为2.7%。

#### 4.3 煤柱塑性区空隙率

在裂缝带范围,受采空区影响煤柱钻孔比正常钻孔的冲洗液消耗量提高约92.5倍,表明采空区两侧煤柱受采动影响,产生大量张拉裂缝,空隙率显著增大。根据煤田测井指标分析,受采动影响煤柱平均空隙率为9.0%。

### 5 结论

对比分析表明,采用多方法综合分析可相互验证,更为准确探测采空区覆岩破坏规律及裂隙分布特征,为采煤沉陷区充填治理提供基础依据。

(1)深部厚松散层采空区在采深采厚比大于190的情况下,主关键层未破断,覆岩“三带”发育特征显著。在深部厚松散层充水采空区,高密度三维地震勘探相比于瞬变电磁法精度和可靠度更高。采用高密度三维地震、瞬变电磁法、岩芯采取率、RQD、钻孔电视与理论计算综合确定导水裂缝带高度为18.9~77.7 m,平均为50.8 m,为采高的18.2倍;垮落带高度为8.00~9.58 m,平均为8.19 m,为采高的2.9倍。

(2)在超260 m厚的松散层较大荷载作用下,采留比1:2的条带采空区顶板基本全垮落,地质探查显示采空区无尺度较大空洞;垮落带剩余空隙率为15%,裂缝带剩余空隙率为2.7%,受采动影响煤柱剩余空隙率为9%,可据此定量计算采空区残余空隙体积,为充填治理设计提供依据。

(3)根据钻孔电视成果,裂缝带上层以水平离层裂隙为主,其下层大倾角剪切裂隙增多,但连通性较好的大尺度裂隙仍以水平裂隙为主,注浆充填以大尺度水平裂隙为主。

## 参考文献

- [1] 钱鸣高, 许家林. 煤炭开采与岩层运动[J]. 煤炭学报, 2019, 44(4): 973-984.
- [2] 许家林, 朱卫兵, 王晓振. 基于关键层位置的导水裂隙带高度预计方法[J]. 煤炭学报, 2012, 37(5): 762-769.
- [3] 宋振骥, 文志杰, 蒋宇静, 等. 采动力学与岩层控制关键理论及工程应用[J]. 煤炭学报, 2024, 49(1): 16-35.
- [4] 程磊, 罗辉, 李辉, 等. 近年来煤矿采动覆岩导水裂隙带的发育高度的研究进展[J]. 科学技术与工程, 2022, 22(1): 28-38.
- [5] 左建平, 孙运江, 钱鸣高. 厚松散层覆岩移动机理及“类双曲线”模型[J]. 煤炭学报, 2017, 42(6): 1372-1379.
- [6] 夏筱红, 魏宏涛, 杨伟峰, 等. 厚松散层下开采覆岩及地表移动变形规律试验研究[J]. 科学技术与工程, 2023, 23(32): 14053-14059.
- [7] 张玉军, 申晨辉, 张志巍, 等. 我国厚及特厚煤层高强度开采导水裂缝带发育高度区域分布规律[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(5): 38-48.
- [8] 杨胜利, 吴山西, 王兆会, 等. 深埋厚冲积层薄基岩煤层开采地表沉降特征与预测方法[J]. 煤炭学报, 2023, 48(2): 523-537.
- [9] 王晓蕾, 王晶. 覆岩破坏特征数值模拟研究现状及进展[J]. 科学技术与工程, 2021, 21(7): 2551-2562.
- [10] 刘震, 王玉涛, 刘小平, 等. 深部条带开采覆岩“三带”探测及量化评判[J]. 煤田地质与勘探, 2020, 48(3): 17-23.
- [11] 中华人民共和国住房和城乡建设部. 煤矿采空区建(构)筑物地基处理技术规范: GB51180-2016[S]. 北京: 中国计划出版社, 2017.
- [12] 宋天奇, 朱磊, 刘成勇, 等. 采动过程中覆岩破碎区膨胀性走向分布特征[J]. 科学技术与工程, 2023, 23(23): 9881-9887.
- [13] 钱鸣高, 石平五, 许家林, 等. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2010.
- [14] 谷拴成, 赵文. 综采工作面长度对周期来压步距的影响分析[J]. 煤炭技术, 2016, 35(11): 125-126.
- [15] 程辉, 余传涛, 韩玉林, 等. 瞬变电磁法对多种采空区的探测精度[J]. 科学技术与工程, 2021, 21(6): 2262-2268.
- [16] 国家安全监管总局, 国家煤矿安监局, 国家能源局, 等. 建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规范[S]. 北京: 煤炭工业出版社, 2017.
- [17] 王玉涛, 刘震. 深部煤层非充分采动下覆岩裂隙场可视化探测研究[J]. 煤炭科学技术, 2020, 48(3): 197-204.
- [18] 李学良. 浸水条件下条带煤柱蠕变破坏机理及稳定性评价研究[D]. 北京: 煤炭科学研究总院, 2023.
- [19] 李杨, 任玉琦, 王楠, 等. 采空区垮落顶板形态及其演化特征[J]. 煤炭学报, 2021, 46(12): 3771-3780.

## Exploration on the Development Characteristics of “Three Zones” in Thick Loose Layer Strip Goaf of Coal Mines

ZHAO Wen<sup>1,2</sup>

(1. China Coal Technology & Engineering Ecological Environment Technology Co. Ltd., Beijing 100013, China;  
2. China Coal Technology & Engineering Circular Industry Research Institute(Shandong)Co. Ltd., Jining 272000, Shandong, China)

**Abstract:** Exploration of the development characteristics of the “three zones” of overlying strata in the thick loose layer strip goaf is an important task in the comprehensive management of coal mining subsidence areas in the eastern part of China. In order to determine the development height and residual porosity distribution characteristics of the “three zones” of overlying strata in the goaf, taking the thick loose layer strip mining area of a certain mine in Jining as the background, theoretical research, on-site detection and qualitative analysis were conducted comprehensively using high-density three-dimensional seismic, transient electromagnetic method, geological drilling, coalfield logging, borehole television and calculation formulas. The research results show that in the deep and thick loose layer goaf, when the ratio of mining depth to thickness is greater than 190, the main key layer is not broken, the development characteristics of the “three zones” of the overlying strata are significant, and the bending deformation zone has developed to the surface. Under the action of a large load on a loose layer with a thickness of over 260 m, the roof of the goaf with a mining retention ratio of 1:2 (Mining 50 m leaving 100 m) basically collapsed completely. The first weighting step of the old roof is 23 m, and the periodic weighting step is 10 m. Geological exploration shows that there is no large-scale voids in the goaf. The height of the water conducting crack zone is 18.9~77.7 m, with an average of 50.8 m, which is 18.2 times the mining height. The height of the collapse zone is 8.00~9.58 m, with an average of 8.19 m, which is 2.9 times the mining height. The height of the main water conducting cracks in the overlying strata is 40 m. The residual porosity of the caving zone is 15%, the residual porosity in the fractured zone is 2.7%, and the residual porosity in the coal pillar affected by mining is 9%. Based on this, the volume of residual voids in goaf can be quantitatively calculated, in order to provide accurate data for grouting design in goaf.

**Keywords:** thick loose layer; strip goaf; water conducting fracture zone; void distribution characteristics; goaf treatment