

# 中煤新集公司深井软岩巷道 支护与围岩控制阶段性技术成果

中煤新集公司在其所属口孜东煤矿开展深井软岩巷道支护与围岩控制技术攻关，取得初步成效，满足了矿井安全生产需要。国家矿山安全监察局煤矿顶板防控技术支撑团队通过实地调研，梳理了其技术成果。

## 一、矿井基本情况

### （一）矿井生产概况

口孜东矿坐落于安徽省阜阳市辖区内，位于淮南煤田西部，东临颍上县，西邻阜阳市，与阜阳市区相距约 30km。井田东西倾斜延伸长度 7.4km，倾斜长度 3.0~7.3km，井田总面积约 33.6 km<sup>2</sup>。矿井始建于 2007 年 7 月，2014 年 12 月竣工验收，设计生产能力为 500 万吨/年，设计服务年限为 60.2 年。

矿井采用立井多水平开拓方式，中央并列式通风方式，设计两个开采水平，一水平设计标高为-967m，二水平设计标高为-1200m，主要可采煤层 5 层，分别为 13-1、11-2、8、5、1 煤。目前开采水平为-967m，主采 13-1、11-2 与 5 煤，平均煤厚 4.6m，最厚超过 7m，采用一次采全高采煤方法，全部垮落法管理顶板。

### （二）矿井地质条件

井田地处淮河冲积平原，属全隐伏型煤田，在地层划分属性上为华北地层淮河分区中的淮南地层小区，层序按形成

先后依次为上太古界、上元古界、古生界寒武系等十余种地层，该区域地层发育较为齐全。煤系地层为石炭二叠系，覆盖于煤系地层以上的新生界松散层较厚：介于 426.18 ~ 687.60m 之间，平均厚度为 591.60m，相对于松散层，基岩的厚度较薄，为典型深井厚松散层薄基岩矿井。

矿井为高瓦斯矿井，地质类型和水文地质类型均为复杂型，可采煤层均有煤尘爆炸危险，已揭露的 13-1、11-2、8、5 煤自燃倾向性等级为 I 类，属容易自燃煤层。

## 二、深井支护及围岩控制技术分析与研究

从 2010 年开始口孜东矿针对千米深井高应力、强采动、大变形难题，边实践边摸索，实现了支护技术的四个转变，即由普通支护向高强支护转变，由单一支护向复合支护转变，由单一强支向强支-改性-卸压“三位一体”综合支护转变，由局部治理向与采掘布置深度融合转变。

### （一）深井支护及围岩控制难点

1. 软岩、煤岩层易风化。矿井开采深度近千米，基岩薄、上覆松散层最厚达 690m，主采煤层顶底板均以泥岩、砂质泥岩为主，黏土矿物成分 60% 以上，单轴抗压强度 21 ~ 43MPa，遇空气易风化、崩解，原岩应力场以水平应力为主，最大水平主应力 37MPa。

2. 围岩真实应力路径与加卸载复合效应控制难度大。在高地应力和强烈采动应力共同作用下，巷道围岩表现出强烈的扩容性、持续变形、变形量大、破坏严重等复杂的非稳定和非线性特征。回采巷道围岩不仅承受高地应力，还要经受

巷道掘进和回采引起的强烈采动应力作用。

## **(二) 深井巷道围岩大变形与破坏机理**

与浅部煤矿巷道相比，千米深井巷道围岩变形破坏时间、范围、速度具有显著特点，表现为顶板下沉、帮部整体移近、剧烈底鼓的大变形特征。锚杆锚索等支护体变形分为两类：顶板锚杆锚索大范围破断、帮部锚杆锚索锚固失效。通过数值模拟与井下实测，对巷道围岩变形特征、支护体破坏形态、采动应力演化规律等进行了综合研究。

### **1. 巷道概况与支护方案研究背景**

以口孜东矿 121302 工作面运输巷为对象开展巷道围岩大变形机理的研究与分析。121302 工作面主采 13-1 煤层，平均厚度 4.9m，采用倾斜长壁一次采全高综采，埋深 1000m，工作面长 350m。巷道顶底板多为泥岩、砂质泥岩，黏土矿物含量高，遇空气和水后极易风化、软化。121302 运输巷总长度 1120m，距东邻 121301 采空区净煤柱宽度 15m。121301 工作面于 2016 年 8 月回采结束，采空区稳定 1 年后试验巷道开始掘进。巷道终点与 111304 采空区距离为 88m。

121302 运输巷原设计巷道断面为直墙半圆拱形，巷道宽度 5800mm，高度 4100mm，沿煤层顶板剥岩掘进，留底煤 2m~3m。巷道原支护采用锚网索支护+喷浆+滞后注浆联合控制方案。锚杆采用 HRB500 左旋无纵筋螺纹钢，直径 22mm，长 2.5m，间排距 0.8m，预紧扭矩 260N·m，配合钢筋托梁护表。锚索为 1×19 结构钢绞线，直径 21.8mm，顶锚索长度 9.2m，帮锚索长度 6.2m，顶帮锚索张拉力 160kN，

锚索间排距  $1.2\text{m}\times 1.4\text{m}$ ，采用平托板+M型钢带护表。巷道煤柱侧帮注水泥浆，注浆孔深度  $4\sim 6\text{m}$ ，其表面喷射混凝土，喷层厚度  $70\text{mm}$ 。采用上述支护后，巷道仍然出现剧烈变形，尤其是回采期间，主要表现为巷帮和底板大变形，累计底鼓  $6\text{m}$  以上，两帮收缩  $4\text{m}$  以上。巷道支护结构失效及围岩大变形情况如图 1 所示，煤柱侧帮浆皮大范围破裂，大量巷道肩角锚杆、锚索破断，钢带撕裂、托板压翻等支护构件失效，巷道掘进与工作面回采全过程巷道累计起底近 10 次，刷帮深度  $3\text{m}$  以上，巷道呈现“前掘后修”“边掘边修”“边采边修”“重复修复”的状态。巷道变形情况如图 1 所示。



(a) 煤柱侧帮浆皮大范围破裂



(b) 强烈底鼓



(c) 锚杆构件破坏



(d) 木柱加强顶板支护

图 1. 原巷道支护结构失效及围岩大变形情况

## 2. 巷道支护存在的问题

对口孜东矿千米深井强采动巷道出现的大变形和结构失稳进行分析，发现巷道支护存在以下主要问题。

(1) 对千米深井巷道围岩大变形机理、围岩与支护相互作用机理认识不清。巷道围岩在高应力、强采动作用下发生持续流变，对围岩物性劣化及深部节理围岩强度衰减等规律认识不清，且未及时制定适合高应力、强采动巷道围岩控制的有效方案，仍然采用传统的锚杆、锚索支护巷道。

(2) 煤体锚固力低，滞后注浆加固效果有限。在巷道原支护段，采用 1~2 支 MSK2350 锚固剂进行了锚杆拉拔力测试，顶板岩层中锚杆锚固力 216kN；回采工作面侧帮锚杆锚固力 86.4kN，煤柱侧帮仅为 20kN，说明巷道煤帮（特别是煤柱侧帮）受采动影响严重，煤体已产生大量裂隙，锚杆、锚索锚固力大幅降低。虽然后期进行了水泥注浆，但煤体中锚杆锚索“生根”困难，严重影响巷帮煤体支护效果。

(3) 锚杆、锚索预紧力偏低，支护构件不匹配。锚杆设计预紧扭矩 260N·m，锚索张拉力 160 kN，二者都偏低，忽视了锚杆支护的核心参数—高预紧力对围岩的主动控制作用。锚杆、锚索未安装调心球垫，使受力状态恶化，造成围岩变形过程锚杆杆体、锚索索体受弯而发生破断；锚杆、锚索托板承载力较低，产生较大变形或翻转；M 型钢带护表面积小，与锚索托板不匹配，降低了主动支护作用；锚杆螺纹段长度 100mm，局部软弱煤帮片落条件下施加的预紧扭矩在尚未达到设计要求时杆尾螺纹段长度就已用尽，出现扭矩达标而锚杆预紧力不足的现象；杆尾外露较长时采用托板后面垫木板，大幅降低主动支护作用效果。

### 3. 应力监测分析

根据巷道原支护段工作面超前采动应力垂直方向监测结果：3m 钻孔处采动应力基本保持不变，直至工作面超前 20m 处才有所增大，但随即下降，说明 3m 钻孔深度位置煤体已经较为破碎，超前采动应力变化不明显。根据 6m、9m 钻孔数据发现，原支护段回采工作面侧帮超前采动应力出现了 2 个波峰，第一个波峰位于工作面超前 80m~100m，采动应力达到最大值，第二个波峰位于工作面前方 30m~20m 范围，采动应力再次小幅增大，在工作面前方 20m 范围内，采动应力随工作面推进迅速降低至接近零。上述监测数据表明工作面前方 80m 范围的煤体已经屈服，不能承受更大的载荷，而且随着煤体的不断变形破坏，承受的采动应力逐渐降低。

采用空心包体应变计在线三维采动应力监测系统连续监测工作面回采超前应变变化，经过数据换算得出工作面回采过程中顶板及煤柱内三维应力变化。巷道在工作面回采过程中，顶板三维采动应力增量较大，变化较为剧烈，方位角和倾角偏转跳跃幅度大。上述试验表明原支护下顶板压力大，顶板岩层破断及翻转较为强烈；柱内三维主应力增量变化相对顶板小，但也达到了较高水平。

#### 4.巷道变形与支护结构受力分析

(1) 掘进阶段巷道变形与支护结构受力监测与分析。根据原支护段巷道变形监测曲线，掘进阶段巷道围岩变形主要表现为底鼓和两帮移近，顶底板最大移近量达到 2399.5mm，其中顶板下沉 364mm，底鼓 2035mm，两帮移近

1275mm，由于采空区侧为 15m 的保护煤柱，受巷道掘进后集中应力作用，巷道煤柱侧帮变形较大，主要表现为煤柱侧煤体内挤变形，局部整体移近明显。从巷道变形时间来看，在高应力作用下，巷道围岩发生持续流变变形，巷道掘进后 200 天仍存在缓慢变形现象。

(2) 回采阶段巷道变形与支护结构受力监测与分析。与掘进阶段巷道变形一致，巷道变形主要表现为底鼓和两帮移近，顶底板最大移近量 4379mm，其中底鼓变形占顶底板移近量的 90%；两帮变形达到 3529mm，在回采期间无论煤柱侧帮还是回采工作面侧帮变形均较大。从锚杆锚索受力来看，煤柱侧帮锚杆在回采工作面超前 50m 左右时，由于煤柱浅部围岩松软破碎，导致锚杆锚固力降低，锚杆受力出现大幅衰减；煤柱侧锚索在回采期间受力变化较大，由于煤层有 6°倾角，煤柱侧帮锚索锚固段已进入岩层中，锚固力未受到明显影响，煤柱的强烈变形导致锚索受力明显增大，煤柱侧帮锚索受力达到 500kN 以上，现场发现锚索存在频繁破断现象。在工作面回采期间，顶板变形相比两帮和底鼓较小，顶板锚杆受力未出现明显的变化，但顶板锚索由于锚固在顶板岩层中，回采期间因顶板下沉导致锚索在工作面超前 25m 处出现急剧增大，顶板锚索受力达到 300kN。

根据原支护段内锚杆锚索受力及巷道变形情况分析可知，原支护段掘进后开始出现持续流变变形，回采至超前支护影响区变形显著增加，巷道变形主要表现为底鼓和两帮移近，伴随锚杆索受力增加至发生失效、破断。

## 5. 围岩破坏特征分析

(1) 内在结构分析。为观测巷道围岩内部结构分布状况，在巷道断面内布置围岩结构窥视孔，分析巷道顶板及两帮的裂隙分布特征。观测结果显示，巷道围岩裂隙分布呈现明显不均匀分布特征，两帮煤体相对顶板裂隙较为发育，松软破碎带分布范围大，破碎区分布范围也更大。在巷帮 2.5m 范围内为破碎或裂隙高度发育区域，深部围岩内部结构劣化具有明显的跳跃性和非均匀性，且由浅入深进行扩展与演化。

(2) 外在形式分析。强烈底鼓与开裂、喷浆层剪切滑移与开裂、锚杆（索）破断、顶板下沉以及顶板鼓包等，巷道变形以煤柱的内挤变形和底板的强烈底鼓为主要破坏特征。巷道产生上述变形破坏特征一方面是由于沿空巷道煤柱自身结构与强度的劣化，另一方面是由于高应力与强采动影响，加剧了围岩完整性及承载能力的降低，巷道浅部塑性破碎区向深部延展，扩大了巷道塑性破碎区范围，进一步加剧了巷道碎胀扩容变形，导致巷道围岩大变形与支护结构体失效。

### 三、构建深井软岩巷道围岩控制技术体系

#### (一) 采掘布置与巷道设计深度融合

1. 合理确定主要开拓岩巷的施工方位。矿井最大水平主应力方向为  $N17.3 \sim 48.4^\circ W$ 。早期北翼采区上山按  $N24^\circ E$  方位角施工，其巷道方位近似与最大水平应力方向垂直，巷道变形严重。为减少水平应力对巷道的影 响，后期西翼开拓大

巷布置时，合理调整了巷道方位角，结合断层等地质构造，将巷道方位角定为  $N63.5^{\circ}W$ ，其方向与最大水平应力方向夹角较小，围岩应力显著减小。

**2.合理选择主要开拓巷道布置层位。**主要开拓大巷布置在稳定岩层中，从源头上保证了围岩稳定性。同时，利用单轨吊可转弯、爬坡的优势，将单轨吊运输系统与巷道支护相结合，把原来只能布置的平巷，转变为布置一定倾角的巷道以适应顶板岩性变化。

**3.合理确定大巷间距及保护煤柱宽度。**矿井将所有开拓大巷及采区上山间距由建井初期的 30m 增至 50m，降低巷道掘进期间的相互扰动。将采区上山及大巷保护煤柱提高至 150m，减少采动应力对系统巷道的破坏，有效提高大巷及准备巷道服务年限。

**4.合理确定大采高工作面采煤方法。**矿井西部具备倾斜长壁布置条件，将西翼 1405 采区由走向长壁优化为倾斜长壁布置，工作面由仰采改为俯采，降低重力应力对煤壁影响破坏，大幅减少了煤壁片帮和漏顶，实现超大采高工作面安全回采。

**5.明确开采顺序,实现卸压开采。**由上自下顺序开采，在卸压开采区域布置下部煤层的采区上山巷道，为下部煤层巷道布置创造有利条件。如将 1111 采区巷道布置在 13 煤采空区下方，利用顶部卸压区，阻断上覆岩层压力的传播途径，降低高应力对巷道支护的破坏。

## **（二）软岩支护技术创新应用**

在围岩控制机理研究与实践分析的基础上，联合开发了“锚-架-充”耦合协同支护技术、巷道围岩差异化控制技术，形成了“千米深井软岩巷道围岩控制成套技术”，实现了矿压治理由“不可治”向“可治可控”转变。

## 1.“锚-架-充”耦合协同支护技术

### (1) 协同支护方法

针对煤矿服务年限较长的高应力软岩开拓岩巷，采用高强度锚杆索+U 型钢支架+架后充填在巷道围岩内部及表面形成了高阻可缩承载结构，充分发挥锚杆索主动支护、U 型钢支架高阻可缩、充填体传递应力、封闭裂隙和加固岩体的作用，实现载荷传递、变形控制的耦合、互补、协同，有效控制深井巷道围岩大变形。

第一层锚杆（索）支护采用高强度锚杆锚索，并施加高预紧力，实现主动柔性支护；第二层高强度 U 型钢金属支架支护是被动支护，可提供较高的支护抗力，且具有一定的可缩性；第三层充填支护，在充填混凝土凝固后即联合第一层和第二层支护，三者耦合成为一个支护整体，因为有足够的充填厚度，且可连续充填，加上少量的可塑性，在 U 型棚与锚杆索加固的锚固体中间形成一个传力层，该传力层与锚杆锚索支护、U 型钢支护强度、结构和刚度进行耦合，在巷道围岩锚固范围形成了一个高强、致密的柔性承载体，显著改善巷道围岩及支护结构的受力状态，协同控制千米深井巷道围岩大变形。锚架充耦合协同支护示意如图 2 所示。

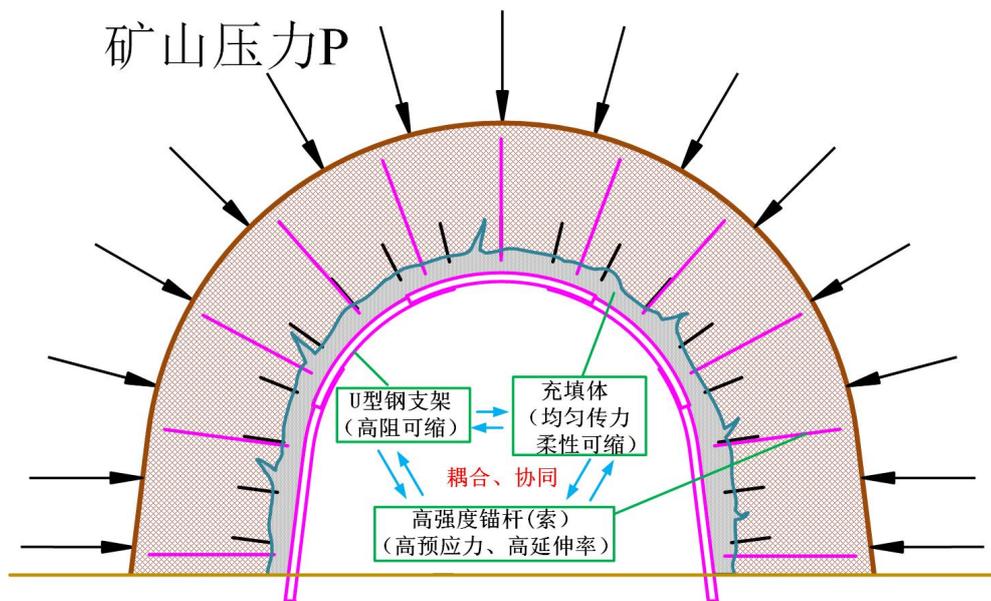
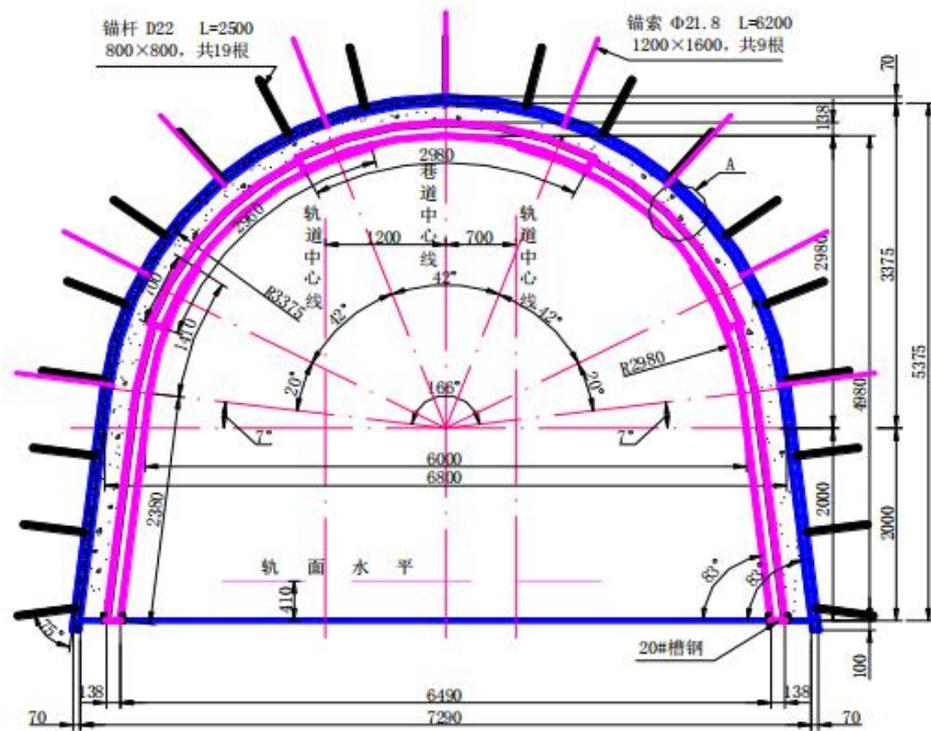


图 2. 锚-架-充填耦合协同支护示意图

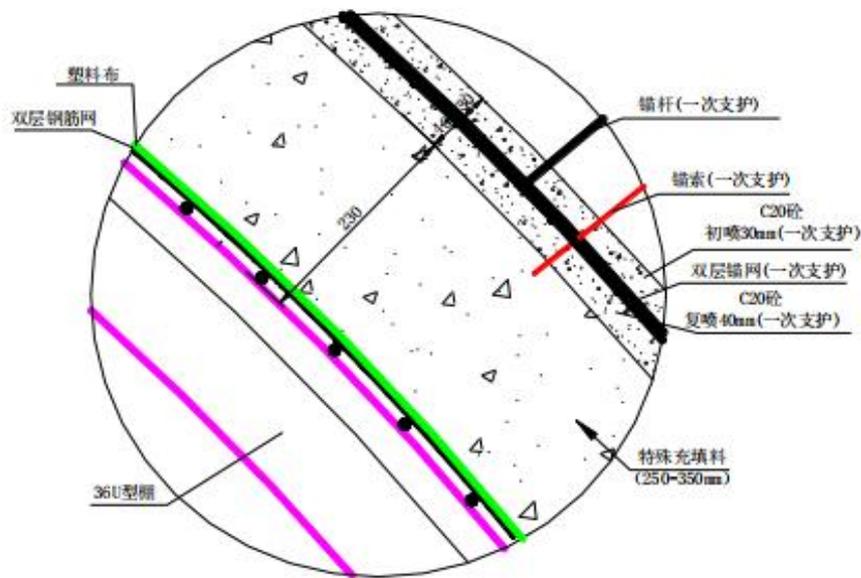
## (2) 现场实施

实施巷道选在西翼轨道大巷，巷道断面为斜墙半圆拱形，掘进净宽 7m，拱高 5m，断面面积为  $28.6\text{m}^2$ ，属于特大断面巷道，顶底板为泥岩，易风化和泥化。

①支护设计。通过调研西翼轨道大巷地质条件和围岩变形特征，测试并分析围岩地层及结构，并揭示巷道围岩变形机理及控制理论基础，结合巷道具体生产地质条件，采用锚杆（索）支护、U 型支架支护和架后混凝土充填“三位一体”复合支护技术来控制巷道大变形。西翼轨道大巷“三位一体”支护设计如图 3 所示。



(a) 西翼轨道大巷支护设计图



(b) 局部放大图

图 3. 充填式复合支护设计断面图

②施工工艺。充填式复合支护首先进行锚网索喷支护为主的初次主动支护，发挥锚杆锚索的支护效果；然后在锚网

索喷支护基础上架设 U 型棚，以确保充填预留空间在 250~350mm 之间，在巷道断面尺寸及锚网索喷支护质量验收合格后，进行套棚支护；最后在套棚结束后调试充填混凝土，通过输送系统进行充填。

巷道为软岩时，套棚支护滞后掘进迎头（锚网索喷支护）不宜超过 40m，充填支护滞后套棚支护不宜超过 20m；巷道围岩为砂岩时，套棚支护滞后掘进迎头不宜超过 80m，充填支护滞后套棚支护不宜超过 80m。

③ 矿压监测分析。安设矿压观测点 17 个，观测时间为 345 天。矿井西翼轨道大巷充填式支护 1#测点位移及变形速率曲线如图 4、图 5 所示。

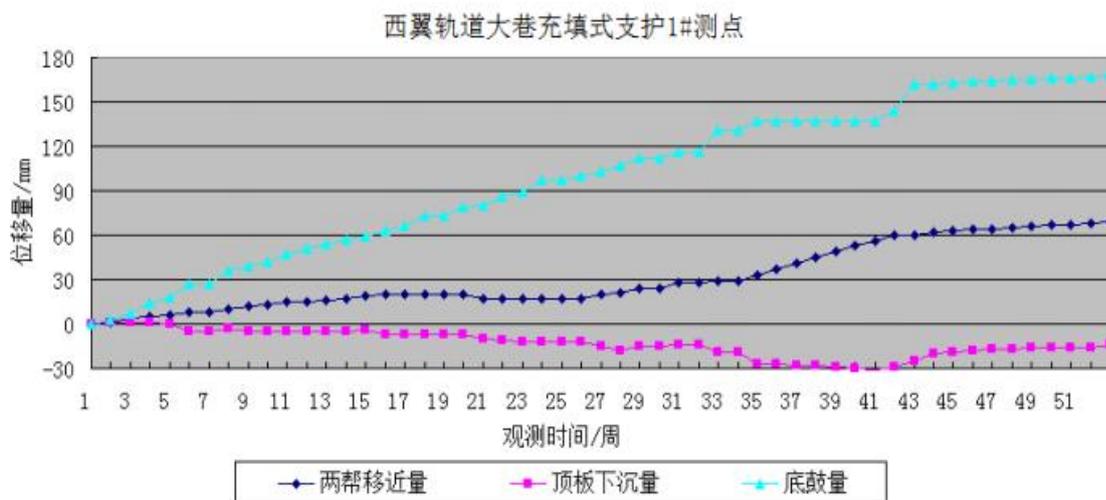


图 4. 西翼轨道大巷充填式支护 1#测点位移量曲线图

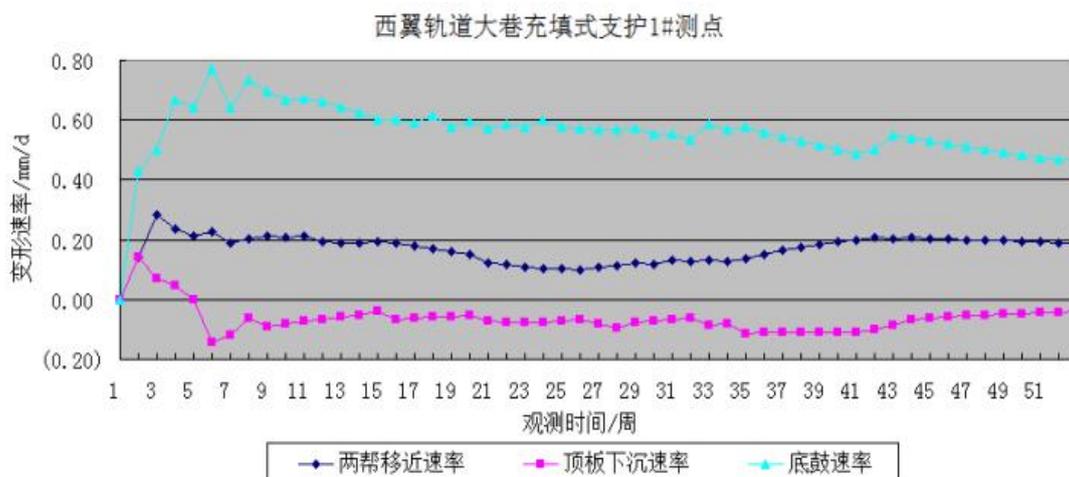


图 5. 西翼轨道大巷充填式支护 1#测点变形速率曲线图

从位移监测数据来看，巷道的底鼓量和两帮移近量变化规律相同，巷道开挖后均是保持一定的速率增长，之后曲线变缓，增长速度变慢，最后稳定。顶板下沉量出现负值，保持一定速率增长后，稳定一段时间，之后又快速增长至稳定状态。从变形量上来看，底鼓量最大，总底鼓量为 168mm，其变形速率为 0~0.77mm/d，前 2 个月变形速率变化较大，后 10 个月基本趋于平缓；两帮移近量较大，总移近量为 69mm，其变形速率为 0~0.29mm/d，变形一直较为平缓；巷道顶板下沉量较小，并出现负值，究其原因是两帮挤压造成 U 型棚局部上拱变形，最大负值为-31mm，顶板下沉变形速率为-0.14~0.14mm/d。

上述数据说明，采用“锚-架-充”耦合协同支护技术后此巷道顶板下沉、两帮移近和底板鼓出量均满足生产要求，有效控制千米深井大断面软岩开拓岩巷的大变形。巷道围岩控制效果如图 6 所示。



图 6. 西翼轨道大巷支护现场支护效果

## 2. 巷道围岩差异化控制

**(1) 差异控制方法。**根据矿井的煤岩类型、顶板结构、服务年限、巷道性质、巷道断面及与采场的关系等，研究采用主动支护-主动改性-主动卸压协同控制理念，对准备、回采煤巷（一般条件）、小煤柱沿空煤巷（特殊条件）和岩巷（较短服务周期）三类巷道，研究采用差异化的控制技术。

**① 实体煤巷巷道锚注-喷协同控制。**针对准备、回采煤巷，采用锚固与高压注浆相结合，首先通过树脂锚固并对锚杆、锚索施加高预紧力，减小煤帮等速蠕变速率、延长非线性加速启动时间，显著提高锚固承载结构的长期稳定性；然后通过注浆锚杆、锚索进行高压劈裂注浆，使浆液注入煤体不同尺度的裂隙中，劈开弱面黏结煤体，改善煤帮结构，提高煤帮强度，增强松软煤帮抵抗时效变形的能力；同时，提高锚杆、锚索锚固力，实现全长预应力锚注。

**② 煤柱巷道支护-改性-卸压协同控制。**针对特殊条件下

的小煤柱沿空煤巷，受工作面强烈采动影响，小煤柱破碎，采用超高强锚杆锚索主动支护、巷道两侧煤帮采用高压注浆主动改性，对顶部有关键层的煤层，超前在采空区侧水力压裂顶板主动卸压。为防止风化，巷道及时喷浆，实现“三主动”“三位一体”协同控制。

③一般岩巷高压锚注协同控制。针对服务周期较短的一般条件下的岩巷，采用高强锚网喷+高压深孔注浆+喷浆联合控制。

## （2）现场实施

针对一般条件下的准备、回采煤巷。巷道地应力高，煤体强度低（10MPa以下），帮部变形位移严重，煤体矿物成分中黏土占比高，易风化造成锚杆锚索的失效，直接顶底板岩层主要为泥岩，单轴抗压强度约20MPa。以140502工作面机巷为例。

①支护设计。支护采用MG500型锚杆，直径22mm，长2.5m，间排距800×800mm，初始扭矩400N·m。顶、帮锚索采用1×19结构、直径21.8mm的钢绞线，分别长7.2m、5.2m，间排距1600×1600mm，初始张拉力分别为250kN、200kN。支护完毕后，及时喷射70mmC30厚混凝土。注浆滞后掘进迎头，对两帮煤体采用硅酸盐水泥注浆，注浆孔深4~6m，间排距1600×3200mm。

②施工工艺。顶板及帮部均采用高强高预应力锚杆锚索主动支护；支护完毕后，及时喷射混凝土，封闭围岩表面，防止风化；滞后掘进迎头，对两帮煤体实施硅酸盐水泥注浆，

提高煤帮的强度及锚固力，充分发挥高强度锚杆锚索主动支护作用。工作面采动强烈，回采前视巷道两帮变形情况，再进行补注浆。

③矿压监测分析。相比原方案，顶板离层16mm，降低62%，两帮收缩194mm，降低86%；底鼓274mm，降低60%。巷道围岩控制效果如图7所示。

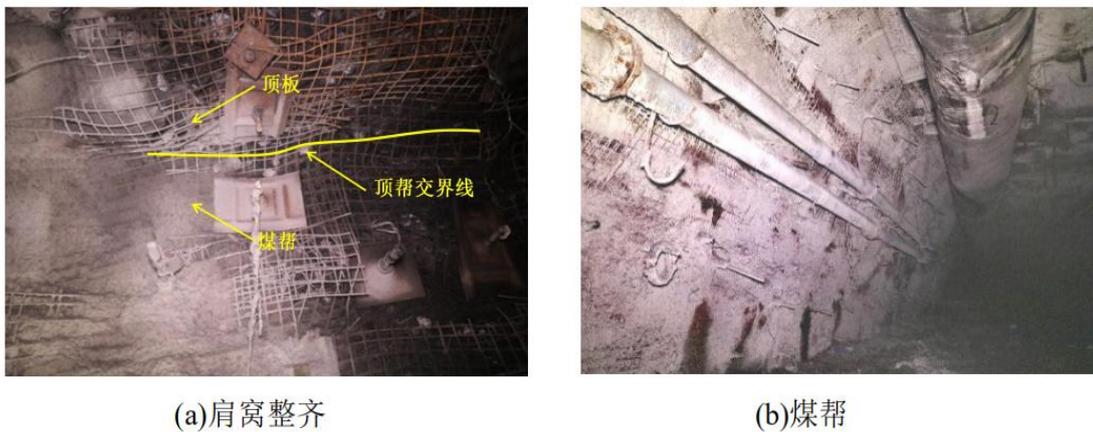


图 7. 一般条件准备、回采煤巷锚网索-注浆-喷浆控制效果

针对特殊条件下的小煤柱沿空煤巷。受工作面强烈采动影响，小煤柱破碎，采用超高强锚杆锚索主动支护、巷道两侧煤帮采用高压注浆主动改性，对顶部有关键层的煤层，超前在采空区侧水力压裂顶板主动卸压。为防止风化，巷道及时喷浆，实现“三主动”“三位一体”协同控制。

①支护设计。主动支护采用CRMG700型超高强度锚杆，直径22mm，长2.5m，顶帮初始扭矩分别为450N·m、400N·m，间排距900×900mm；锚索为1×19结构、直径21.8mm的钢绞线，顶帮分别长7.2m、6.2m，初始预应力分别为300kN、200kN，间排距1200×900mm。

主动改性为每天循环布置两个注浆孔对小煤柱进行预

注浆，孔深分别为 11m、8m，垂直煤柱往里偏转 $64^{\circ}$ 、 $36^{\circ}$ ，采用9MPa以上的高压劈裂注浆。注浆材料为新型微纳米无机有机复合材料，具有早期强度高、粒径超细、粘接性强的特点。巷道另一帮采取硅酸盐水泥注浆。主动卸压在巷道中部布置水裂钻孔，间距10m，孔深 67m，工作面侧与煤柱侧钻孔分别与巷道轴向夹角 $30^{\circ}$ 、 $10^{\circ}$ ，倾角 $45^{\circ}$ 。

②施工工艺。顶帮支护完毕后，及时喷浆，防止风化及注浆时漏浆。同时超前对小煤柱进行预注浆，主动改性，对工作面帮滞后注浆。采用主动卸压采用水力压裂技术对顶板上部37.1~45.3m范围的细砂岩进行卸压。

③矿压监测分析。相比原支护，掘进与回采全过程，顶板下沉148mm，减小74.9%；底鼓减小54.2%；两帮1481mm，移近减小69.2%。巷道围岩控制效果如图8所示。



图 8. 小煤柱沿空煤巷围岩控制效果

针对服务周期较短的一般条件下的岩巷。采用高强锚网喷+高压深孔注浆+喷浆联合控制方法。

①支护设计。高强锚网索喷：顶板与肩窝采用CRMG700 型超高强锚杆，直径22mm，长2.5m，间排距

800×800mm，初始预紧扭矩450N·m，巷帮锚杆替换为长4.2m短锚索；顶板、肩窝锚索间排分别为1200mm、800mm，长6.2m，初始张拉力300kN，锚索均为1×19结构、直径21.8mm的预应力钢绞线。注浆锚索采用1×8结构、直径21.8mm高强中空注浆锚索，长8.3m，破断载荷440kN，可封孔压力20MPa以上，间排距1200×1600m。

②施工工艺。顶板及帮部支护完毕后，及时喷浆。注浆材料采用超细水泥+有机改性剂双液浆。基于注浆锚索进行8MPa以上高压深孔注浆。

③矿压监测分析。相比原方案，巷道帮部收缩62mm，顶板下沉8mm，有效控制了巷道的大变形。巷道围岩控制效果如图9所示。



图 9. 西翼轨道大巷-运输大巷联巷控制效果

## 四、主要结论

从现状来看,中煤新集能源“千米深井软岩巷道围岩控制成套技术”,解决了口孜东煤矿厚松散层薄基岩千米深井大断面软岩巷道围岩控制难题,取得了阶段性的技术成果,经济效益和安全效益较为突出,为千米深井复杂困难条件巷道围岩控制提供了借鉴。

### (一) 取得技术成果

一是理论研究方面,摸清了千米深井软岩巷道围岩变形破坏特征,得出了口孜东煤矿在煤层厚度、巷道布置方式及层位、顶底板岩性、断面形状及大小、煤柱宽度等条件下的围岩结构面分布形态特征,实测分析了千米深井巷道围岩地应力分布规律,揭示出不同支护方案下巷道围岩变形破坏特征及支护体失效特征。二是现场实践方面,采用高强度锚杆索+U型支架+架后充填技术和高强锚网索梁+喷浆+高压深孔注浆联合控制等主要技术,实现三种支护耦合、互补和协同,使主动支护与被动支护有机结合,巷道最大顶板离层量降低49%,两帮平均位移量降低72%,实现了一次支护到位、一次成巷、避免后期二次支护,巷修队伍人数由最多时4000人降低至300人。同时,支护效率提高,促进巷道快速掘进,缓解采区及水平接替紧张问题,推动了矿井高效、连续生产。

### (二) 获得安全效益

技术成果应用后显著改善了矿井安全生产状况。一是人员安全方面,作业环境的改善,促进了安全生产标准化水平大幅提升,人员作业零星事故发生次数逐年降低。二是设备

安全方面，巷道大变形控制解决了巷道内设备安全间隙小、安全距离不足等难题，保障了设备的安全运行。

### **（三）提高经济效益**

**1.直接经济效益。**高压锚注-喷浆协同控制技术在松软煤帮巷道支护长度约 2400 m，相较于之前支护工艺节约巷修费用约 3000 万元；高压锚注-喷浆协同控制技术在岩巷支护长度约 600 m，相较于之前支护工艺节约巷修费用约 720 万元。以上三项合计，本项技术成果共获得经济效益 3720 万元。

**2.间接经济效益。**自 2018 年技术成果应用以来，口孜东煤矿巷道失修率降低至 3% 以下，严重失修率降低至 1.6%，经营效益得到明显改善，商品煤吨煤成本由最高时 580 元/吨降至目前 440 元/吨，新增煤炭产量 320 万吨，新增产值约为 176000 万元（按照平均煤价按 550 元/吨计算）。

国家矿山安全监察局煤矿顶板防控技术支撑团队

2025 年 7 月 1 日