



缓倾斜采空区处理的理论与实践

李俊平^{1,2}, 周创兵², 冯长根³

1. 鸡西大学安全与环境工程系, 黑龙江鸡西 158100
2. 武汉大学水利水电学院; 水资源与水电工程科学国家重点实验室, 武汉 430072
3. 北京理工大学机电学院, 北京 100081

摘要 坚硬顶板下特大型采空区的处理是中国普遍存在的、特有的一类采矿技术难题。国内外已有的采空区处理方法中能解决冲击地压问题的, 应用成本昂贵。为了经济有效地处理全面采矿法等空场法遗留的大量采空区及矿体残采, 在国内外采空区处理与利用方法的基础上, 提出了切槽放顶法和切顶与矿柱崩落法, 并应用数值模拟、相似模拟和岩体声发射技术研究了各新方法的基本参数的设计方法和实施效果的分析、评价方法, 形成了针对缓倾斜采空区处理的从理论分析、方案设计、现场实施到效果观测的一整套可供推广借鉴的理论、实施和评价体系。实践表明, 提出的理论、实施和评价体系是技术可行、经济合理、简便适用的, 具有重大的社会意义和重要的经济价值。

关键词 采空区处理; 切槽放顶法; 切顶与矿柱崩落法; 控制爆破; 岩体声发射

中图分类号 TD327

文献标识码 A

文章编号 1000-7857(2009)13-0071-07

Method and Practice Disposing Gently Inclined Abandoned Stope

LI Junping^{1,2}, ZHOU Chuangbing², FENG Changgen³

1. School of Safety and Environmental Engineering, Jixi University, Jixi 158100, Heilongjiang Province, China
2. State Key Laboratory of Water Resources and Hydropower Engineering Science; College of Water Resources and Hydroelectric Engineering, Wuhan University, Wuhan 430072, China
3. School of Mechatronic Engineering, Beijing Institute of Technology, Beijing 100081, China

Abstract Abandoned stope disposal is a great problem of mining technology and production safety. In current, domestic and foreign methods disposing abandoned stope, it was expensive that they could solve the problem rockburst. In order to dispose a great deal of abandoned stope left behind in breast method and so on openstope method and extract out remnant mine economically and effectively, on the basis of domestic and foreign methods disposing and utilizing abandoned stope, local grooving top-caving and roof cutting and pillar dilapidation is proposed by controlled explosion in this paper. And their methods designing the basic parameters and

analysing and evaluating the effective cutting roof are studied by numerical simulation, similarity simulation and Acoustic Emission (AE) techniques of rock-mass. In a word, a set of the method and actualizing and evaluating system is put forward that may be extended and used for reference. The integral method and actualizing and evaluating system includes analysis method, project design method, the method carrying out and monitoring and evaluating. The result shows that it is technologically feasible, economically reasonable and simple suitable, and it has the significant social significance and the important economic value.

Keywords abandoned stope disposal; the local grooving top-caving method; the roof cutting and pillar dilapidation method; controlled explosion; acoustic emission of rock-mass

0 引言

采空区处理问题一直是中国及世界采矿不发达国家普遍存在且特有的采矿技术难题。防范顶板冲击地压, 调控开采地压, 是研究采空区处理问题的关键。

崩落法能及时消除采空区, 且处理成本相对充填法低, 但地表发生沉陷, 其中的切顶与全面放顶也需几十元/m²。充填法控制地表移动的效果好, 但较昂贵。支撑法除非采出率极低, 一般不能避免顶板发生冒落或冲击地压。封闭隔离法适于孤立小矿体开采后的采空场处理。联合法易于吸收上述 4

收稿日期: 2009-04-29

基金项目: 国家安全生产科技发展计划项目(06-512); 黑龙江省博士后科研启动金项目(LBH-Q06003); 国家自然科学基金重点项目(50239070)

作者简介: 李俊平(中国科协所属全国学会个人会员登记号: E520001717S), 教授, 研究方向为矿山岩石力学及矿山安全生产管理; 电子信箱: junpingli@163.com



种基本方法的优点,克服其局限性,但已有的支撑充填法、崩落隔离法、矿房崩落充填法、支撑片落法等 4 种联合法施工费用仍较昂贵。总之,联合法是采空区处理的发展方向,采空区处理要与采空区利用相结合^[1-2]。

本文探索了渗流对采空区处理的影响、采空区处理引起的顶板应力和位移重分布、采空区处理对安全生产的影响等科学问题,发现了经济合理、简便可行的采空区处理新方法,解决了新方法应用中的基本参数设计、应用效果评价等技术问题,提出了切合实际的从理论分析、方案设计、现场实施到效果观测的一整套可供推广借鉴的理论、实施和评价体系。

本文的主要研究内容包括:① 分别在东桐峪金矿(高山下深埋)和湖北荆襄化工集团有限责任公司木架山采区(薄覆岩)开展特大型采空区处理新方法研究,分别提出切槽放顶法(控制爆破局部切槽放顶技术)和切顶与矿柱崩落法,并分别研究切槽位置、切槽宽度和切槽深度等切槽放顶法的基本参数,极限跨度、极限悬臂跨度、切顶深度等切顶与矿柱崩落法的基本参数,形成了缓倾斜采空区处理的完整理论与方法体系。② 应用数值模拟(NFAS、ANSYS、EPSCA3D)、相似模拟和岩体声发射技术研究切槽放顶法及其拓展方法(切顶与矿柱崩落)在控制坚硬顶板冲击地压,减缓地表不均匀沉陷,调整开采地压等方面的作用效果。③ 在采空区处理、煤矿沿空留巷顶板地压控制中全面推广切槽放顶法的应用。

利用本文提出的控制爆破局部切槽放顶技术处理东桐峪金矿 43 万多 m² 采空区,施工经费不超过 60 万元^[3]。利用本文提出的切顶与矿柱崩落法处理荆襄磷矿 38 万多 m² 采空区,并杜绝非法开采,施工经费不超过 120 万元^[4]。

1 切槽放顶法在东桐峪金矿采空区处理中的应用研究

切槽放顶法——控制爆破局部切槽放顶技术^[3,5-6]的要点是:应用控制爆破手段,分别在顶板拉应力最大的地段沿空场走向全长实施一定深度、一定宽度的控制爆破切槽,诱使顶板最先在该地段冒落,并尽可能使冒落接顶,从而实现空场小型化及其与深部开采系统的隔离;同时将开采废石有计划地简易排入处理过的采空区,削弱可能发生的自然冒落所激起的空气冲击波,最终消除冲击地压隐患,并使顶板应力向有利于安全开采的方向重分布,确保安全生产。从方案的要点中可见,有必要研究切槽位置、切槽深度和切槽宽度这 3 个基本参量的设计方法,并计算排入到处理过的采空区的合理松石厚度。

1.1 切槽放顶方法的基本参数

1.1.1 切槽位置

1) 首次切槽位置

将东桐峪金矿采空区抽象为固定端和简支梁组合模型,将切槽放顶形成的接顶堆积坝假设为弹簧支座,按照材料力学,推导出首次切槽位置为

$$x_0 = 4a + 2b + \frac{2H}{\sin\alpha} - \frac{1}{2} \left(\frac{272}{5} a^2 + 16b^2 + \frac{16H^2}{\sin^2\alpha} - \frac{12Hb^2}{a\sin\alpha} \right)^{1/2} \quad (1)$$

$$\left(\frac{4b^3}{a} + 58ab + \frac{58aH}{\sin\alpha} + \frac{32bH}{\sin\alpha} \right)^{1/2} \quad (1)$$

式中, α 为采空区倾角 ($^\circ$); x_0 为岩梁从 866 m 水平到首次切槽点的倾斜距离(m); a 为岩梁从 866 m 水平到钢筋混凝土支撑隔离墙的倾斜距离(m); b 为岩梁从钢筋混凝土支撑隔离墙到矿体露头的倾斜距离 (m); H 为从地表到矿体露头的垂直距离(m)。

2) 二次切槽位置

同样,继续推导出二次切槽的位置为

$$x_1 = b + c + d + \frac{H}{\sin\alpha} - \left\{ \frac{H^2}{\sin^2\alpha} + (b+c+d) \left[\frac{2H}{\sin\alpha} + \frac{(b+c+2d)(b+c)}{3c} \right] - \frac{2d^2(b+c)}{3c} - \frac{H(c^2-2bd-b^2)}{c\sin\alpha} + \frac{2R_D}{r\sin\alpha\cos\alpha} \right\}^{1/2} \quad (2)$$

式中, r 为爆破崩落岩石容重(10^4N/m^3); $c=a-x_0$; d 为岩梁从延伸后的新水平点到首次切槽点的倾斜距离 (m); R_D 为爆破松石堆积坝的支反力,并且 R_D 取为 $\text{Max}[R_D]=\lambda\sigma Wl$ 。 λ 为崩落岩石抗压强度的折减系数,一般 $\lambda=10^{-2}$; σ 为岩石抗压强度(MPa); W 为切槽宽度(m); l 为沿走向的单位长度,取 1 m。

实践和数值模拟证明,如果矿层分布基本均匀,不发生显著的突然变化,按式(1)和式(2)设计是基本准确的。

1.1.2 切槽深度

根据断裂损伤力学理论,推导出切槽深度计算公式为

$$L = \frac{N}{k-1} - \frac{\sqrt{6}}{2} \left[1 + 3\sqrt{\frac{49033(0.0126z-1.7\times 10^4)}{S_t}} \right] r_e \quad (3)$$

式中, L 为切槽爆破炮孔的设计深度(m); k 为岩体松散系数; N 为采空场顶、底板垂直高度(m); z 为岩石声阻抗($10^6\text{kg}/(\text{m}^2\cdot\text{s})$); S_t 为岩石抗拉强度(MPa); r_e 为炮孔半径(m)。

实际证明,在硬岩中按公式(3)设计切槽深度,能够确保顶板按要求垮落。由于软岩层理发育,要求爆破裂纹穿过层理时,切槽深度要修正。

1.1.3 切槽宽度

按照井下空气动力学,推导出切槽宽度的计算公式为

$$W \geq C N \rho_{\text{气}} V^2 / (2f L \rho_{\text{石}} g \cos\alpha) \quad (4)$$

式中, $\rho_{\text{石}}$ 为松散岩石密度 (kg/m^3); g 为重力加速度; f 为松散岩石间的摩擦系数; C 为阻力系数; $\rho_{\text{气}}$ 为空气密度(kg/m^3); V 为 W 宽的石渣堆可承受的气流速度(m/s)。

实际证明,按照公式(4)设计堆坝宽度,能够确保阻隔和削弱顶板冒落冲击波。

1.1.4 松石垫层的厚度

按照井下空气动力学,有

$$h_n = 0.74 l_n^{0.3} N_0^{1.25} L_n^{0.02} (F_0/F)^3 \quad (5)$$

式中, h_n 为有效削波的松石垫层厚度 (m); l_n 为粗糙系数, $l_n=6.6\times 10^{-2}d_{cp}$; d_{cp} 为冒落岩块平均直径 (m); N_0 为岩层冒落高度(m),一般 $N_0 \geq N$; L_n 为可能冒落岩层厚度(m); F_0/F 为冒落面积比, $L_n > N_0$ 时取 1。由式(5)可求得东桐峪金矿 8 号脉采空场的有效削波垫层厚度不超过 0.49 m。急倾斜的 12 号脉的有效削波垫层厚度最大不超过 15.2 m,一般不超过 7.70 m。

1.2 切槽放顶前、后顶板应力状态的材料力学分析

按照首次切槽位置研究的分析方法,用材料力学方法可以分析东桐峪金矿采空区切顶前、后深部水平(866 m 水平,A 点)和钢筋混凝土支撑隔离墙(1 133 m 水平,B 点)处的应力状态变化情况。

切顶前 866 m 水平顶板处于三向应力状态,其顶板岩梁下表面受压。切顶,尤其接顶后,岩梁的力学状态改变了,钢筋混凝土隔离墙处的顶板处于三向应力状态,其承载能力增加,而深部水平的顶板受力下降,如表 1 所示(表中负值表示与初始假定方向相反,计算时 α 取 40°)。这有利于将来深部的安全回采,也有利于上部采空场逐步闭合。当位置一定时,应力大小与梁的高度 h 有关,与 h^2 或 h 成反比。因此,顶板岩层中似层状结构面越发育,切顶后越易引起顶板冒落。

表 1 切顶前、后顶板状态比较

Table 1 Comparison of roof condition between before and after roof cutting

切顶 状况	R_N/GN	R_B/GN	$M_N/\text{GN}\cdot\text{m}$	$M_B/\text{GN}\cdot\text{m}$	σ_A 上	σ_A 下	σ_B 上	σ_B 下
放顶前	2.43	3.00	167.10	-121.94	受拉	受压	受压	受拉
放顶后	0.40	5.02	-94.62	192.12	受压	受拉	受拉	受压

1.3 顶板应力状态的数值模拟

应用 NFAS 非线性二维有限元分析软件、ANSYS 三维分析软件和三维应力-渗流耦合分析软件 EPSCA3D 分别计算。分析表明,在 966 m 和 866 m 水平附近实施沿走向全长的控制爆破切槽放顶是合理的;放顶引起应力向有利于安全生产的方向重分布,980 m 平巷地压及其附近下层矿的开采地压降低,866 m 水平以下的深部矿体的开采地压降低,引起地表岩体移动不明显;增加切槽放顶宽度引起深部水平应力集中程度降低的效果不明显(表 2);沿倾向类似地实施控制爆破局部切槽放顶,不仅可以调整局部地压,而且可以减小地表岩体移动,降低关键点的支撑压力(表 3);考虑渗流时,采空区处理后地表岩体移动量和应力集中程度将更小,可能是经采矿疏干后地下水位在采空区以下,因此,地下水(渗流)对采空区表现为一种浮力,对深部水平的待采矿体则表现为一种重力荷载。

表 2 中,3 种计算方案分别为不实施控制爆破切槽放顶、放顶宽度取 10 m、放顶宽度取 20 m。其中, σ_1 为垂直应力(压应力,MPa), σ_2 为水平应力(拉应力,MPa)。表 3 中,3 种计算方案分别为不实施控制爆破切槽放顶、仅沿走向在 966 m 和 866 m 水平附近实施控制爆破切槽放顶、除沿走向放顶外局部还沿倾向类似放顶,其中最大平均顶板位移发生在 966 m 水平和 1 133 m 水平之间。

1.4 采空区处理的相似模拟

实验表明,控制爆破局部切槽放顶引起的岩体移动不明显,相似模拟试验计算的岩体移动与采空区处理现场观测相

表 2 各方案在深部引起应力集中程度比较表
Table 2 Degree of stress concentration on element
nearby the 750 m level ledge

单元号	放 10 m/MPa		放 20 m/MPa		不放顶/MPa	
	σ_1	σ_2	σ_1	σ_2	σ_1	σ_2
1223	91.0	26.7	89.4	26.4	101.1	30
1222	75.7	21.7	74.5	21.5	83.5	24
1537	142.0	14.6	139.8	14.6	158.1	17.8
1419	90.9	20.7	89.7	20.6	100.5	23.7
1551	133.4	30.6	132.1	30.7	147.8	35.7
1434	65.07	7.83	64.2	7.7	70.5	10

表 3 关键点状态(最大值)的比较
Table 3 Comparison of key points state (maximal value)

状态和关键点		方 案		
		I 仅走向放	II 走向、倾向都放	III 不放顶
拉应力/MPa	750 m 水平	27.61	26.53	27.63
压应力/MPa	隔离墙	179.1	153.8	180.5
	750 m 水平	65.7	65.0	88.6
位移/mm	地表	233.9	202.3	230.5
	顶、底板闭合量	3 508	3 474	3 540

吻合。因此,假设矿柱沿走向成条带分布,将三维模型简化为二维模型,模拟采空区处理引起的岩体移动是符合实际的。

1.5 切槽放顶试验

按照图 1 布置切槽放顶爆破炮孔,在 966 m 水平附近沿走向实施长约 70 m 的控制爆破局部切槽放顶试验。按式(4),切槽宽度取 10 m。根据式(3),崩落眼垂直深度取 1.94 m。为了确保崩落效果,放顶试验中掏槽眼垂直深度取 2.1~2.2 m。为了避免或尽量减小放顶爆破振动影响 980 m 平巷的稳定性,确保施工安全,采用集中凿眼,分次分段微差爆破。每段沿空场走向起爆的长度在 30~50 m 之间,同时起爆的炮眼数应不超过 10 个。而且,在放顶带与 980 m 平巷间沿走向布置一排预裂爆破孔,孔深 2.2~2.3 m,眼间距 1.0 m。预裂钻孔采用间隔不耦合装药,并黄泥紧密堵塞。

实践证明,切槽深度的计算是正确的。大规模切顶施工时,采用四眼加中心空孔平行直眼掏槽,抵抗线从 40、80、120、150 cm 逐步加大,掏槽眼深 2.0 m,崩落眼深 1.80~1.90 m,眼倾角不小于 65° ,以确保崩顶的垂直深度不小于 1.5 m。切顶位置研究也是合理的。切顶爆破后,尤其崩倒放顶带沿线矿柱后,顶板会不断发生冒落,直至冒落接顶为止。

统计表明,切顶形成沿倾向宽 10 m 的松石坝隔离带时,沿走向每爆破 1 m,平均需布置炮孔(药室)共 12 个。

1.6 现场观测评价

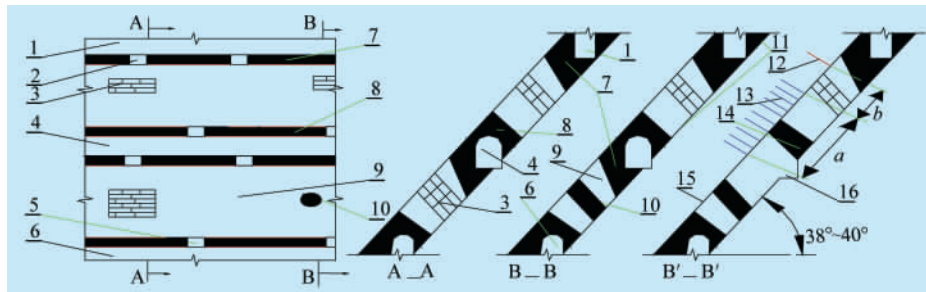
2001 年 8 月 10 日-9 月 10 日集中在东桐峪金矿 966 m

水平正对 614 采场附近,沿空场走向实施了长约 70 m 的控制爆破切槽放顶,沿倾向放顶宽 10 m。2001 年 2 月 7 日-2002 年 3 月分别在 866 m 和 980 m 水平不间断地随机抽样监测岩体声发射特征。放顶停止约 1 个月后继续监测。

监测评价表明,实施控制爆破局部切槽放顶,能引起顶板应力向有利于安全生产的方向重分布。

1.7 技术经济分析

实施“采区空场处理及采场地压控制”可为矿山带来 3 504 万元的年直接经济效益。其中,节约采空区处理费 1 380 万元,每年节约安全措施资金 333 万元、生产投资 291 万元。因放顶后新增的极薄脉矿柱回收和底板清理等多采矿,2001-2005 年间每年至少带来直接利润 1 500 万元以上。另外每年还可节约可观的废石运输费和矿柱修建费。



1—980 m 平巷;2—人行井;3—人工矿柱;4—966 m 平巷;5—溜矿井;6—916 m 平巷;7—底柱;8—顶柱;
9—采空场;10—点柱;11—底板;12—预裂炮眼;13—切顶炮眼;14—残留顶柱;15—顶板;16—回收矿柱后的
966 m 平巷;B'-B'表示矿柱回收后的剖面;a—放顶带宽度,取 $a=10$ m;b—预裂眼离放顶带的距离,取 $b>2$ m

图 1 矿柱回收前、后剖面及切顶炮眼布置示意

Fig. 1 Sketch of grooving blasthole distribution and the section plane before and after the pillar is extracted

2 切槽放顶法在荆襄化工集团采空区处理中的应用

结合实际要求,在切槽放顶法的基础上提出切顶与矿柱崩落法^[4,7]。其思路是:利用天然断层等大型弱面或爆破切断顶板,并崩倒极限悬臂跨度内的矿柱,或者没有弱面也不切顶弱化而直接崩倒极限跨度内的矿柱,使顶板自然冒落。为了确保后续矿体安全回采,结合矿体开采价值,可采用砌人工隔离墙或留连续矿壁以隔断自然冒落区与深部开采系统的联系,或在自然冒落区以下修截洪沟。

为了经济、合理地实施切顶、崩倒矿柱,必须应用顶板最大允许跨度理论或数值模拟方法确定回收哪些矿柱,从而得到诱发顶板自然塌落的最小顶板跨度(极限跨度),或者确定切顶深度及顶板因天然断层或爆破切顶而处于悬臂状态下的极限跨度(悬臂极限跨度)。

2.1 顶板最大允许跨度的计算

根据梁理论、板理论和模型法 $l=1.25H[\sigma_c/(rH)+0.0012k]^{0.6}$ 等计算的崩顶极限跨度介于 47~117 m 之间,切顶或顶板受断层、冒落带切割的崩顶悬臂极限跨度为 37 m。其中,仅模型法的计算结果考虑了开采深度 H 对拉应力集中系数 k 的影响。

2.2 顶板极限跨度与切顶深度的 ANSYS 分析

根据三维 ANSYS 分析的对应跨度下顶板最大拉应力作曲线,依据岩体抗拉强度,分析出南部顶板极限跨度为 102 m,如图 2 所示。切断覆岩厚度的 50%,类似模拟顶板悬臂跨度与顶板最大拉应力的关系,见图 3,分析出顶板极限悬臂跨度为 77 m。

研究表明,如数值模拟时,充分考虑本矿岩体的层理特

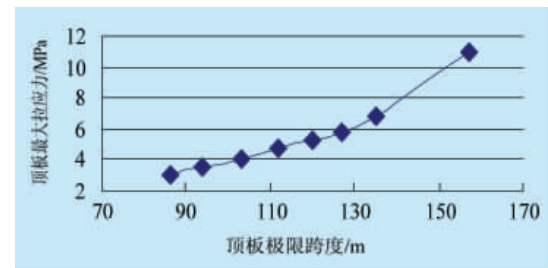


图 2 完整顶板极限跨度与最大拉应力的关系

Fig. 2 Relationship between minimal roof span and maximal tensile stress at complete roof

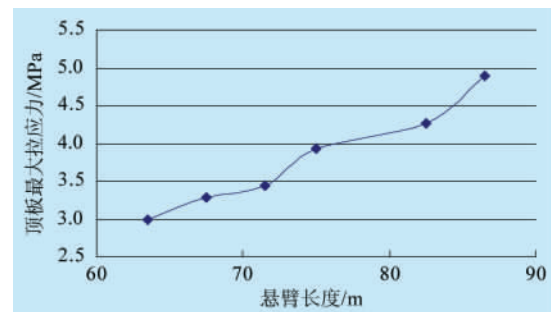


图 3 顶板悬臂长度与其最大拉应力的关系

Fig. 3 Relationship between roof length and it's maximal tension at cantilever roof

征,顶板极限跨度将更接近相似模拟的极限跨度值 110 m^[8]。根据梁理论、板理论和模型法计算的结果偏差较大,原因是

这些公式无法精确考虑开采深度 H 对拉应力集中系数 k 的影响,也无法精确考虑矿体赋存状况。这些缺点,数值模拟和相似模拟可以克服。板极限悬臂跨度 77 m 时,切断覆岩厚度的 50%,可保证顶板较好垮落。因此,取切顶深度为覆岩厚度的 50%。

按照切槽深度式(3),设计出切顶深度为顶板覆岩厚度的 50%时,切槽放顶炮孔垂直顶板的深度为 8.0~11 m,折算成铅垂深度则为 9~12 m。

2.3 顶板应力状态的数值模拟

按照类似的矿山力学参数,应用三维 ANSYS 分析顶板应力状态表明,按照极限跨度值 110 m、顶板极限悬臂跨度 77 m、垂直顶板的切顶深度 8.0~11 m 或铅垂切顶深度 9~12 m 处理木架山采空区,能引起顶板按要自然冒落,采空区处理后后续开采的 P_{H1} 、 P_{H2} 矿体处的拉应力集中不超过 2.5 MPa、压应力集中不超过 6 MPa,岩移不明显。因此,采空区处理不会影响后续 P_{H1} 、 P_{H2} 矿体的安全开采。

根据岩石力学试验的参数,考虑 0~3 m 厚的直接顶板磷块岩,重新应用 ANSYS 分析,得出的结果与上述结果差别不明显(图 4 和图 5)。修正后,采空区处理对后续开采的影响更小。按上述确定的极限跨度和切顶深度,可以确保顶板及时自然坍塌。

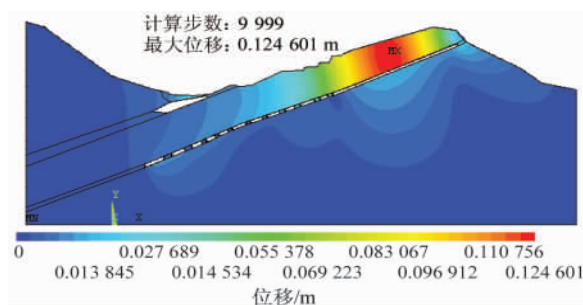


图 4 按类比参数的位移云图

Fig. 4 Displacement cloud diagram according to analogous parameters

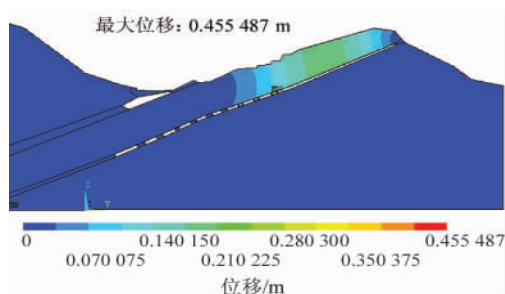


图 5 按试验参数的位移云图

Fig. 5 Displacement cloud diagram according to experimental parameters

EPSCA3D 分析表明,采空区处理前后,考虑渗流时的位移、应力较不计渗流时减小了。这是由于矿体底板是较好的隔水层,岩体渗透性差,地下水流对采空区围岩的作用体现为一种浮力。

2.4 采空区处理的相似模拟

由于有限元模拟的是一种弹塑性静力学模拟模型,前提假设条件是岩体为连续介质,而崩落顶板极限跨度范围内的矿柱或切顶并崩落顶板极限悬臂跨度范围内的矿柱后,尤其覆盖层较薄时,顶板将会破裂、坍塌而变成离散介质,而且整个矿柱崩落、顶板破裂、坍塌和地表移动的过程是个动态变化过程。因而有限元失去了计算成立的前提假设条件。因此,ANSYS 模拟的地表移动角是不准确的,有必要借助相似材料模拟确定地表移动角。

相似模拟表明,在该下凹地形下应用 110 m 的极限跨度可确保上贫矿及白云岩顶板自然塌落,达到采空区处理的目的;处理之后地表岩体移动不明显;若全部崩倒上部大矿柱,顶板跨度将达到 140 m,会导致 78°与 65°的垮落角、地表移动角一般达 64.4°,如图 6 所示;用条带矿柱取代采空区中分布的小矿柱(点柱)后,将三维相似模型简化成二维模型,并能确保下凹地形下上覆薄层覆岩的应力、应变不失真;采空区处理时崩倒上部大矿柱和小矿柱,不会影响后续矿体的安全开采。

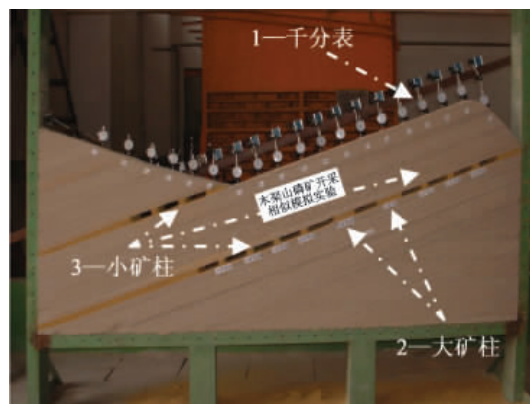


图 6 采空区上部大、小矿柱崩倒的模型

Fig. 6 Model for complete or dilapidating partly big ore pillar and small ore pillar

2.5 试验效果评价

现场切顶与矿柱崩落试验表明,相似模拟试验确定的垮落角、地表移动角及崩顶极限跨度较准确;根据数值模拟确定的崩顶极限跨度、悬臂极限跨度基本比较准确,误差不超过 $\pm 8\%$;根据数值模拟和公式(3)确定的切顶爆破深度,能保证顶板较好垮落;采空区处理不会影响后续矿体开采。

应用切顶与矿柱崩落法成功处理了荆襄磷化集团公司木架山采空区,地表局部下沉量高达 26 cm,未在地表形成明显的塌落盆地,消除了冲击地压隐患,并从技术上成功堵塞了非法开采通道。在采空区处理过程中,成功回收磷矿石 5.5 万 t,带来直接经济效益 950 万元。相比在地表剥离搬运采空区上方覆岩,节约采空区处理费用 6 562.5 万元。

3 切槽放顶法在煤矿沿空留巷地压控制中的应用

鸡西矿业集团东海、杏花等煤矿,由于老顶稳固,一般采后顶板不会及时垮落,采空区不能及时充填,导致砌毛石沿空留巷(图 7)的支护体变形、破坏严重,部分巷道断面闭合极其严重,甚至封闭、坍塌,几乎一半巷道的断面净空缩小到初期掘进断面的一半以下。

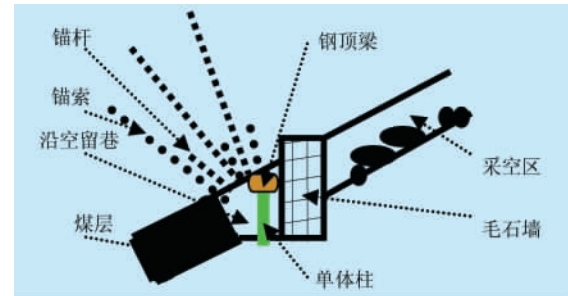


图 7 砌毛石墙沿空留巷示意图

Fig. 7 Sketch of gob-side entry retaining with building mullocks

切槽放顶试验表明,随着回柱放顶,在采空区沿走向即使不严格地应用切槽放顶法放顶(图 8),也能形成爆破松石隔离堆积坝,从而支撑来至顶板的地压,降低沿空留巷顶板的应力集中程度,确保沿空留巷安全、稳定,基本不必再沿软帮砌毛石墙支撑。按式(4),切槽宽度取 5~8 m。切槽炮孔的深度以穿过直接顶而到达老顶为宜,从而避免层理的影响,一般取 2.5~3 m。

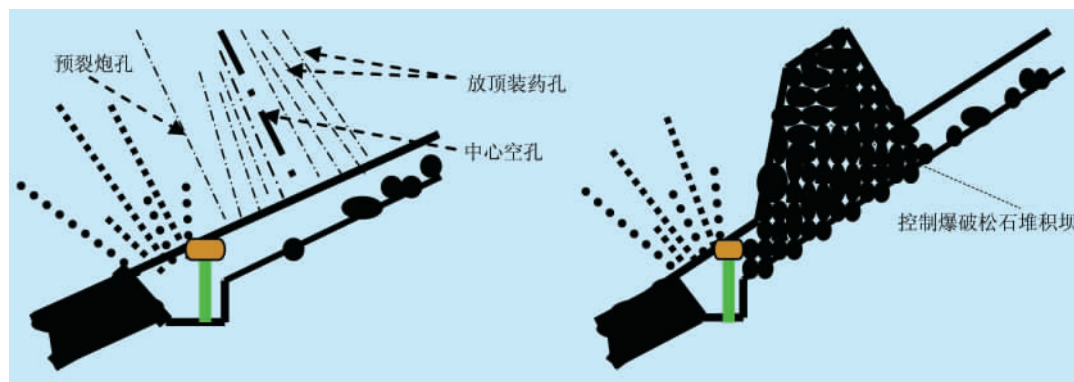


图 8 切槽放顶法炮孔布置及沿空留巷示意图

Fig. 8 Sketch of blast boreholes distribution and gob-side entry retaining with the local grooving top-caving method

应用切槽放顶法卸压沿空留巷能克服仅用砌毛石墙沿空留巷的地压显现,将 50% 以上的巷道返修率降低到 3%,掘进速度提高 2.3 倍,采煤效率提高 2.4 倍,下降留巷成本 34%,2006~2008 年已经每年为鸡西矿业集团公司带来 782 万元的直接经济效益,今后每年至少还可以带来直接经济效益 782 万元^[9]。但是,切槽放顶法卸压沿空留巷能否完全取代砌毛石墙沿空留巷还未定论,其客观上取决于顶板稳定性。顶板越稳定、越坚硬,切槽放顶法卸压沿空留巷效果越好。

4 切槽放顶法应用实例

在 300、270、240 m 中段布置应力、位移观测点。位移观测采用水准仪,应力观测采用 ZLGH-20 型钻孔应力计,配套接收仪器为 JSJ-2A 型电脑检测仪。定期观测,绘制应力、位移监

测结果折线图,部分结果如图 9 和图 10 所示。图中 1、2 号测点位于 300 m 中段,3 号测点位于 270 m 中段;+ 为受压,- 为受拉。根据采空区应力和位移监测分析,选择在顶板出现拉应力带的 270 m 中段采空区实施切槽放顶。按式(3),一般采空区切槽深度取 2.1 m,采空区高度超过 3.5 m 时切槽深度取 3.0 m。按式(4),切槽宽度取 8 m。

放顶后第 2 天观察,发现放顶带放落松石基本接顶,局部有 0.5 m 左右悬空,但是,未接顶的顶板开裂严重,随后数天常有冒落发生,直至冒落松石接顶。切顶后经历 1~2 个月的应力调整,深部水平及 270 m 上部中段、下部中段的应力较以前明显降低。说明根据应力监测确定的切槽放顶位置基本合理。切顶过程中,从残留矿柱、矿壁及清扫底板中共回收黄金 500 kg,带来直接经济效益 4 950 万元^[10]。

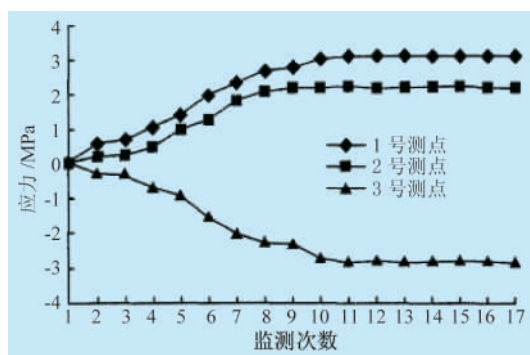


图9 顶板应力监测曲线

Fig. 9 Curve of roof stress monitor

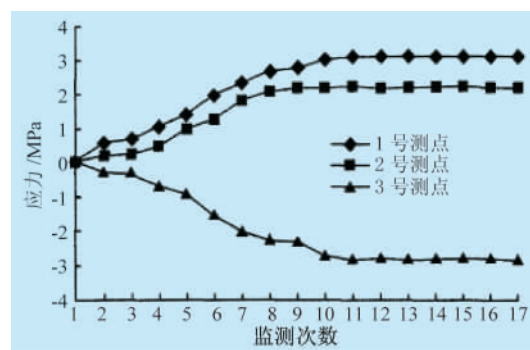


图10 顶板位移监测曲线

Fig. 10 Curve of roof displacement

5 结论

1) 提出了切槽放顶法——控制爆破局部切槽放顶技术;在切槽放顶法的基础上,提出了切顶与矿柱崩落法。

2) 研究了渗流对采空区处理的影响,采空区处理引起顶板力学分布特性变化、顶板岩体移动等科学问题。提出了缓倾斜采空区处理的新方法,解决了采空区处理基本参数的设计方法等技术问题。

3) 形成了缓倾斜采空区处理、人为控制地压、矿柱设计及矿体残采的从理论分析、方案设计、现场实施到效果观测的一整套可供推广借鉴的理论、实施和评价体系。

4) 提出的采空区处理新方法在鸡西矿业集团所属的5个大矿的沿空留巷地压控制、陕西东桐峪金矿和辽宁金凤黄金矿业股份有限公司等6家企业的采空区处理与地压控制、湖南黄砂坪铅锌矿和大冶陈贵矿业集团公司等5家企业所属的16个矿山的采空区处理的验收评价和采空区安全评价中被应用。其中,仅在陕西东桐峪金矿、辽宁金凤黄金矿业股份有限公司、鸡西矿业集团公司、湖北荆襄化工集团公司等4家企业的应用,就带来超过1.66亿元的直接经济效益,并消除了冲击地压隐患,从技术上杜绝了盗矿,避免了冒落和塌方事故。

目前,鸡西大学、武汉大学、武汉安全环保研究院、黄石矿山安全卫生检测检验所、中国科学院武汉岩土力学研究

所、昆明理工大学、东北大学等单位正在应用本方法和理论体系在采空区处理和地压控制领域、采空区安全评价领域开展技术服务。

参考文献 (References)

- [1] 李俊平, 周创兵, 冯长根. 矿山岩石力学——缓倾斜采空区处理的理论与实践[M]. 哈尔滨: 黑龙江教育出版社, 2005.
Li Junping, Zhou Chuangbing, Feng Changgen. Mine rock mechanics: method and practice disposing gently inclined abandoned stope [M]. Harbin: Heilongjiang Education Press, 2005.
- [2] 李俊平. 缓倾斜采空场处理新方法及采场地压控制研究 [D]. 北京: 北京理工大学机电学院, 2003.
LI Junping. Study of the new method disposing gently inclined abandoned stope and ground pressure control at the stope [D]. Beijing: School of Mechatronical Engineering, Beijing Institute of Technology, 2003.
- [3] Li Junping, Feng Changgen. Application of the technique of local grooving top-caving with controlled explosion in disposing the abandoned-stope of Dongtongyu gold mine[M]//Huang Ping, Wang Yajun, Li Shengcai, et al. Progress in Safety Science and Technology, Part B. Beijing: Science Press, 2006: 2169-2174.
- [4] 李俊平, 彭作为, 周创兵, 等. 木架山采空区处理方案研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(21): 3884-3890.
Li Junping, Peng Zuowei, Zhou Chuangbing, et al. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(21): 3884-3890.
- [5] 李俊平, 冯长根, 周创兵, 等. 控制爆破局部切槽放顶技术的基本参数研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(4): 650-656.
Li Junping, Feng Changgen, Zhou Chuangbing, et al. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(4): 650-656.
- [6] 李俊平. 缓倾斜采空场处理方法及水力耦合下岩石的声发射特征研究[D]. 武汉: 武汉大学水利水电学院, 2005.
LI Junping. Study of the method disposing gently inclined abandoned stope and experimental study on acoustic emission characteristics of rock considering hydro-mechanical coupling [D]. Wuhan: College of Water Resources and Hydroelectric Engineering, Wuhan University, 2005.
- [7] 李俊平, 周创兵, 李向阳. 下凹地形下采空区处理方案的相似模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(4): 581-586.
Li Junping, Zhou Chuangbing, Li Xiangyang. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(4): 581-586.
- [8] 李向阳, 李俊平, 周创兵, 等. 采空场覆岩变形数值模拟与相似模拟比较研究[J]. 岩土力学, 2005, 26(12): 1907-1911.
Li Xiangyang, Li Junping, Zhou Chuangbing, et al. Rock and Soil Mechanics, 2005, 26(12): 1907-1911.
- [9] 李俊平, 卢连宁, 于会军. 切槽放顶法在沿空留巷地压控制中的应用[J]. 科技导报, 2007, 25(20): 43-47.
Li Junping, Lu Lianning, Yu Huiyun. Science & Technology Review, 2007, 25(20): 43-47.
- [10] 王庆军, 郭树林, 王军民, 等. 控制爆破切槽放顶处理空区技术探讨[J]. 黄金, 2006, 27(12): 26-30.
Wang Qingjun, Guo Shulin, Wang Junmin, et al. Gold, 2006, 27(12): 26-30.

(责任编辑 赵佳)