

采空区安全评价的理论与实践

李俊平^{1,2}, 陈慧明³

1. 鸡西大学, 黑龙江鸡西 158100

2. 武汉大学水资源与水电工程科学国家重点实验室, 武汉 430072

3. 黄石市矿山安全卫生检测检验所, 湖北黄石 435000

摘要 采空区处理是我国普遍存在的采矿技术难题。未处理的大型采空区是大面积突然冒落的顶板冲击地压的隐患。定期实施采空区安全评价, 是用空场法开采的地下矿山为了确保安全生产的必然选择之一。本文阐述了采空区安全评价理论, 以实例说明了该理论的应用。借助该理论评价采空区及其相关工程的稳定性, 技术可行、准确可靠且简便有效。

关键词 采空区; 安全评价; 顶板冲击地压; 局部冒落; 冲击气流; 数值仿真; 矿柱设计

中图分类号 TD821

文献标识码 A

文章编号 1000-7857(2008)09-0050-06

Safety Assessment of Abandoned Stope, Method and Practice

LI Junping^{1,2}, CHEN Huiming³

1. Jixi University, Jixi 158100, Heilongjiang Province, China

2. State Key Laboratory of Water Resources and Hydropower Engineering Science, Wuhan University, Wuhan 430072, China

3. Inspection and Testing Center for Mine Safety and Health of Huangshi Municipality, Huangshi 435000, Hubei Province, China

Abstract The disposal of abandoned stope is a problem of technological difficulty in the mining field in China. A large abandoned-stope without disposal poses a potential danger of sudden large-scale roof fall. A regular safety assessment of an abandoned stope is among necessary measures to insure safe production in underground mines where the open-stopping method is adopted. This paper discusses the methods used in the safety assessment of abandoned stopes and their applications. They include 3-D simulation of a large-scale roof fall, the calculation and assessment of the pillar distribution, the design against air shock waves and the assessment. The 3-D simulation involves some modification of ANSYS. The plastic strain variations and tensile fractures are considered. The new pillar strength theory, the conception of stress release, and the statistical classification of rock falling are adopted in the method for assessing the pillar distribution. Air dynamics of

underground mining and crack growth are taken into account in the design against air shock waves and the assessment. The results show it is technologically feasible to accurately, simply and efficiently evaluate the stability of abandoned stopes and related engineering environment with these methods. And the methods have been applied successfully to safety evaluation or safety acceptance evaluation in gold mines, phosphorite mines, iron mines, plumbum and zinc mines, coal mines, vanadium mines and strontium mines.

Keywords abandoned stope; safety assessment; underground pressure of large scale roof fall; local fall; airflow shock; numerical simulation; pillar design

0 引言

按照《矿山安全规程》, 存在采空区的地下开采矿山, 必须定期对采空区的稳定性进行安全评价, 或者实施采空区处理。即使进行了采空区处理, 也必须对处理效果开展验收评价。因此, 采空区安全评价, 包括采空区处理前的安全评价和采空区处理后的验收评价两种。

地下采空区可能带来的危害主要有: 一次性整体或大面积垮塌的顶板冲击地压、局部冒落、冒落冲击气流伤害。采空区安全评价的目的, 就是要论证是否可能发生上述危害。

本文阐述了采空区安全评价理论, 实例说明了该理论的应用状况。结果表明使用该理论实施采空区及其相关工程的安全评价, 技术可行、准确可靠、简便有效。

1 采空区安全评价理论

对采空区实施安全评价, 主要是为了评价采空区是否可

收稿日期: 2008-03-31

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)和国家自然科学基金重点项目(50239070)

作者简介: 李俊平, 黑龙江省鸡西市鸡冠区和平南大街99号鸡西大学校办, 教授, E-mail: junpingli@163.com

能发生顶板冲击地压。对不可能发生顶板冲击地压的留有矿柱的采空区,还要评价矿柱布置的合理性,验证其是否会产生杜绝大多数局部冒落。采空区处理的验收评价,主要是为了评价采空区处理的可靠性,验证处理后的采空区是否还可能发生冒落冲击气流伤害。因此,采空区安全评价的理论包括三个方面的内容。

1.1 数值仿真实理论与方法——顶板冲击地压可能性评价

目前,ANSYS 软件是一种功能强大的商业计算软件。其前处理能够真实地模拟复杂的地表地形和地下空间开挖结

构。借助它的单元杀死和变参,能够真实地模拟采矿中的分步开采和采空区崩落、充填等处理过程。它的后处理,能够按要求方便地绘制每步计算结果的三维模型或任意剖面的应力、位移等值线或云图。但 ANSYS 软件的计算算子只能显示每步计算单元的应力和变形值,不能继续依据岩体强度自动判定破坏单元,更不能将破坏单元自动变换成塑性状态,如图 1 所示。图中 DMX,SMN 和 SMX 分别表示最大变形、最大压应力和最大拉应力,应力单位为 MPa,变形单位为 m。

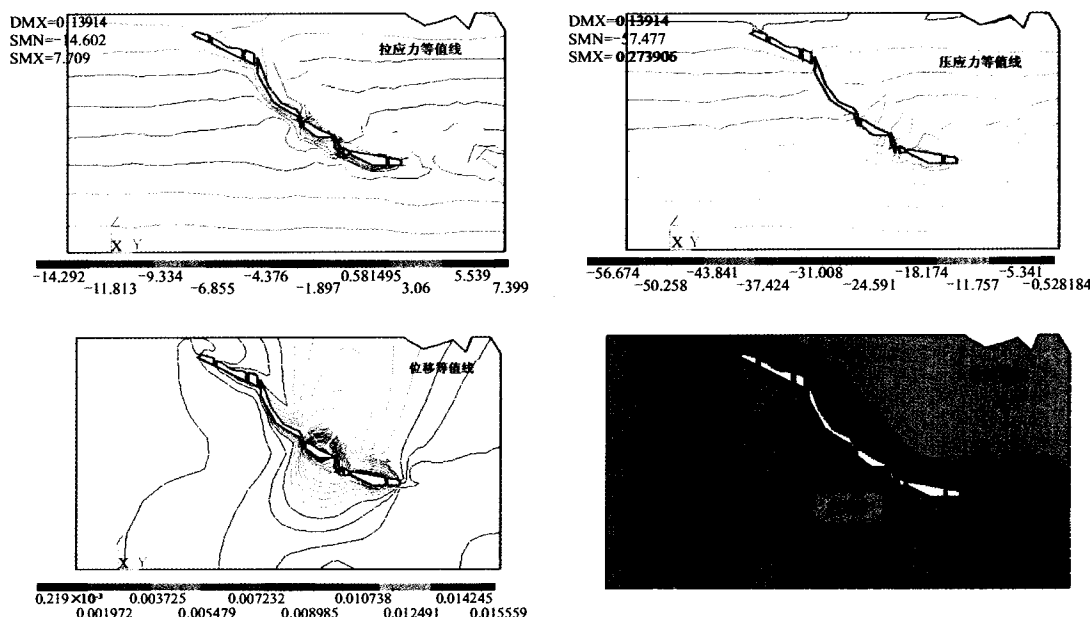


图 1 计算剖面与结果

Fig. 1 Simulation section and results

事实上,岩体单元应力达到极限强度值后,单元破坏,显现塑性状态,应力、应变将重新分布。因此,ANSYS 软件的计算分析过程与实际岩体破坏过程有很大区别。为了弥补 ANSYS 软件的不足,根据弹塑性非线性有限元理论,专门开发了三维弹塑性非线性有限元程序,替代 ANSYS 软件的计算算子。完善后的三维计算软件,不仅能够数值仿真和模拟采空区的形成、处理及处理后的继续开采过程中的岩体应力、应变过程(见图 2),而且能够比较真实地模拟断层、层理和大裂隙等地质结构面^[1]。

依据改进的 ANSYS 软件的分步结果,观察采空区顶板单元和矿柱单元出现塑性破坏的区域大小,能够方便地判定到此阶段,采空区是否可能发生顶板冲击地压。

将支持向量机算法(v-SVR)和遗传算法(GA)应用于初始地应力场确定性与随机性反分析,能够以很高的精度拟合和预测不同的原岩应力场^[2]。通过现场采样进行岩石力学实验,将类比、折减法与移动最小二乘法的岩体计算参数反演相结合,可以准确地确定岩体力学数值仿真所需要的力学参

数。

1.2 矿柱布置定量分析方法——矿柱布置的合理性评价

研究顶板极限跨度和顶板最大拉应力分布状态时,依据应力解除效果和简支梁模型,运用最新矿柱强度和太沙基理论,结合现场顶板冒落、开裂的工程地质调查统计,研发并总结出新的矿柱设计与评价方法^[3-5]。即:矿柱承担的载荷为

$$P = l_{\text{sp}} \cdot l_{\text{q}} \cdot H_p \cdot r \quad (1)$$

极限跨度为

$$l_{\text{q}} = \left[\frac{4h\sigma_c}{3r\cos\alpha} - \frac{h^2\tan^2\alpha}{9} \right]^{\frac{1}{2}} \quad l_{\text{q}} = l_{\text{q}}|_{\alpha=0} = \left(\frac{4h\sigma_c}{3r} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (2)$$

矿柱承担岩体荷载的等效覆岩厚度为

$$H_p = \beta(2A + H) \quad (3)$$

矿柱强度理论为

$$P_s = 0.44U(0.68 + 0.52K_s) \quad K_s = \tan \cos^{-1} \frac{1-C_p}{1+C_p} \\ C_p = 0.46 \left[\lg \left(\frac{b}{H} + 0.75 \right) \right]^{1.4H/b} \quad (4)$$

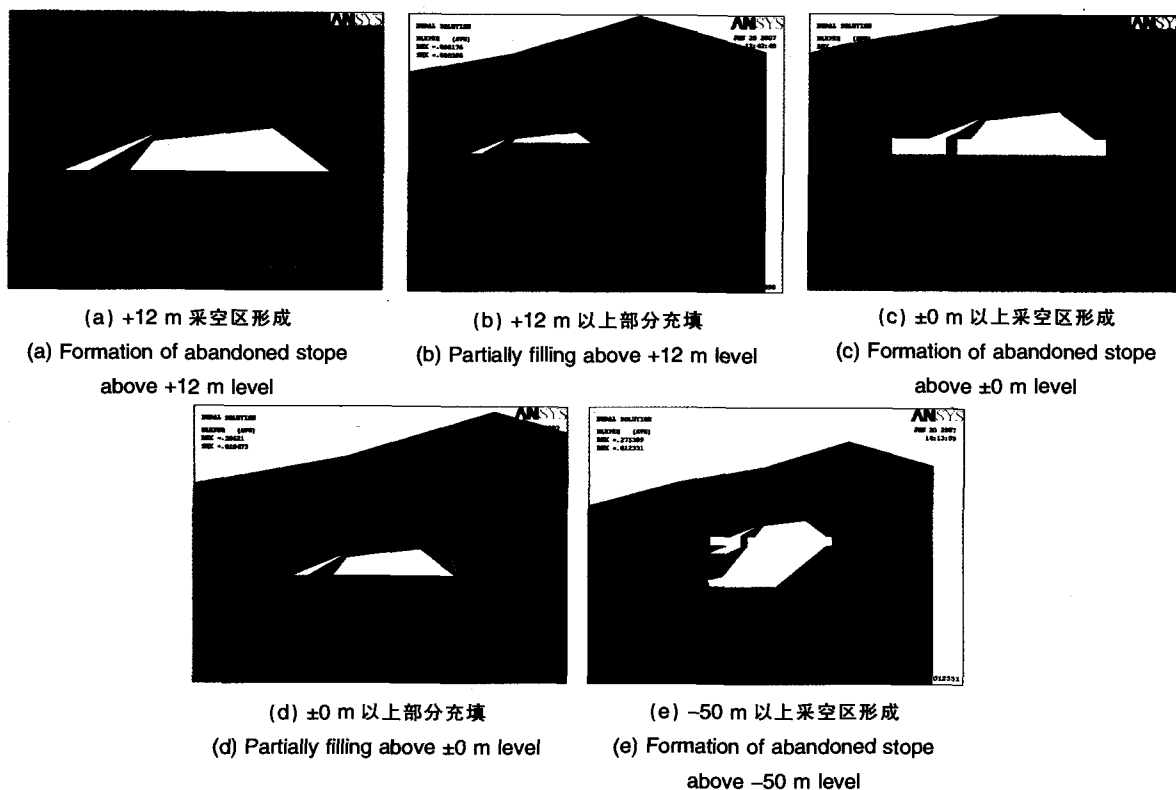


图2 分步开采的塑性区仿真

Fig. 2 Simulation of plastic zone of multi-step mining

矿柱承载等式为

$$\text{倾斜矿体 } abP_n = P \quad \text{水平矿体 } a^2P_n = b^2P_n = P \quad (5)$$

式中, P 为矿柱承担的载荷, N ; l_q , l_p 分别为沿倾斜、沿水平方向的矿柱间距, m ; r 为岩体容重, N/m^3 ; α 为矿体倾角, $^\circ$; h 为岩梁高度, m ; σ_c 为岩体抗拉强度, Pa ; H_p 为矿柱承担岩体荷载的等效覆盖岩层的厚度, m ; A 为矿柱间距, 取矿柱沿倾向或走向布置的较大值, m ; H 为矿柱高度, m ; β 为荷载系数, 根据岩体特性和原岩应力表取值^[6]; P_s 为矿柱强度, Pa ; U 为完整岩样强度, Pa ; K_s 为矿柱摩擦系数; C_p 为矿柱平均强度系数; a , b 分别为呈椭圆形布置的矿柱的长、短轴长度, $a=1.5b$, m ; n 为安全系数, 一般取 $n=1.21$ 。

应用最新的矿柱设计方法检验矿柱参数时, 根据调查统计的矿山现场顶板发生冒落、开裂的岩块厚度值, 确定岩梁高度。岩梁高度一般取常发生的冒落、开裂的岩块厚度。当覆盖岩层的厚度小于或等于矿柱承担岩体荷载的等效覆岩厚度时, $H_p=H_f$ (H_f 为覆岩厚度), m ; 否则, 当覆盖岩层的厚度大于矿柱承担岩体荷载的等效覆岩厚度时, $H_p=\beta(2A+H)$ 。

1.3 顶板冒落的空气冲击波危险性分析方法——削波构筑物的合理性评价

采空区顶板冒落时可能激发的空气冲击波波速估计为^[7]

$$v = \frac{\eta \sqrt{2gH}}{h} \frac{ab}{1.5(a+b) - \sqrt{ab}} \quad (6)$$

式中, v , m/s ; H 为冒落岩块的下落高度, m ; 将最大可能的冒落范围看作椭圆形, 则 a , b 分别为其长、短轴, m ; h 为岩块周边

最宽部位离地面的高度, m ; g 为重力加速度, m/s^2 ; η 为折减系数, 松散系数 $k=1.5$ 时取 70%。

为了确保安全, 采空区最大悬空高度 H 一般取岩块最大可能的冒落高度 H_{\max} , 即

$$H_{\max} = N + L \quad (7)$$

$$L = \frac{\sqrt{6}}{2} \left[1 + 3 \sqrt{\frac{49033 \times (0.0126z - 1.7 \times 10^4)}{S_t}} \right] r_e \quad (8)$$

式中, N 为采空区的悬空高度, 为了确保安全, 一般取最大值, m ; L 为采矿爆破裂纹在顶板中可能扩展的深度^[6, 8-10], m ; z 为岩石声阻抗, 按表 1 取值^[11], $kg/(m^2 \cdot s)$; S_t 为岩石抗拉强度, Pa ; r_e 为柱状(条形)装药半径, m 。

消除上述空气冲击波危害的爆破松石隔离坝宽度 W 估计为^[8-9]

$$W \geq CN \rho_{\text{空}} v^2 / (2f L_{\text{松}} \rho_{\text{石}} g \cos \alpha) \quad (9)$$

式中, C 为阻力系数, 试验确定, 一般为 1.1~1.27; $\rho_{\text{空}}$ 为空气密度, 井下取样测定, kg/m^3 ; $\rho_{\text{石}}$ 为松散岩块密度, kg/m^3 ; f 为松散岩块间摩擦系数, 为安全取最小值 0.25; α 为矿体倾角, $^\circ$; $L_{\text{松}}$ 为爆破切槽的钻孔深度, m ; 爆破切槽筑坝隔离的最小钻孔深度为

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

消除上述空气冲击波危害的松石垫层厚度估计为^[8-9]

$$h_n = 0.74 l_n^{0.3} H^{1.25} L_n^{0.02} (F_0/F)^3 \quad (11)$$

式中, h_n 为有效削波的松石垫层厚度, m ; l_n 为粗糙系数,

表 1 岩石声阻抗取值
Table 1 Vocal impedance values of rock

岩石名称	普氏硬度系数 f	声阻抗 $z/(10^9 \text{kg} \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{s}^{-1})$
片麻岩, 有风化痕迹的安山岩及玄武岩, 粗面岩, 中粒花岗岩, 辉绿岩, 玢岩, 中粒正长岩, 闪长岩, 花岗片麻岩, 坚实玢岩	14~20	16~20
菱铁矿, 菱镁矿, 白云岩, 坚实石灰岩, 大理岩, 粗粒花岗岩, 蛇纹岩, 粗粒正长岩, 坚硬砂质页岩	9~14	14~16
坚硬泥质页岩, 坚实泥灰岩, 角砾状花岗岩, 泥灰质石灰岩, 菱铁矿, 砂岩, 硬石膏, 云母页岩及砂质页岩, 滑石质蛇纹岩	5~9	10~14
中等坚实页岩, 中等坚实泥灰岩, 无烟煤, 软的有空隙、节理多的石灰岩及贝壳石灰岩, 密实的白垩岩, 节理多的黏土质砂岩	3~5	8~10
未风化的冶金矿渣, 板状黏土, 干燥黄土, 冰积黏土, 软泥灰岩及蛋白土, 褐煤, 软煤, 硅藻土及软白垩岩, 不坚实页岩	1~3	4~8
黏砂土, 含有碎石、卵石和建筑材料碎屑的黏砂土, 重型砂黏土, 大圆砾 15~40 mm 卵石和碎石、黄土质砂黏土	0.5~1	2~4

$L_n = 6.6 \times 10^{-3} d_p$; d_p 为冒落岩块平均直径, m; H 为采空区最大悬空高度, 一般取 H_{\max} , m; L_n 为可能冒落岩层厚度, 一般取 $L_n = L$, m; F_0/F 为冒落面积比, $L_n \geq H$ 时, $F_0/F = 1$; $L_n < H$ 时, $F_0/F < 1$ 。

2 安全评价实例

2.1 采空区安全评价

黄沙坪铅锌矿与方黄联办矿结合开采部位的绝大多数

采空区基本分布在 5 线~9 线的 400 m 之间, 更靠近 9 线。采空区分布在 -2~305 m 高程之间, 倾角在 $0^\circ \sim 70^\circ$ 都有分布, 深部水平一般为 $15^\circ \sim 35^\circ$ 。垂直剖面线的采空区宽度一般不超过 20 m, 局部达到 80 m。顶板跨度一般不超过 20 m, 局部达到 35 m。岩体力学参数见表 2。

2004 年 5 月, 评价了方黄联办矿在黄沙坪铅锌矿的结合开采部位开采形成的采空区是否会导致顶板冲击地压灾害。

表 2 岩体力学参数
Table 2 Mechanical parameters of rock-mass

岩性	密度/($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$)	弹性模量/GPa	泊松比	抗拉强度/MPa	凝聚力/MPa	内摩擦角/($^\circ$)
白云岩	28.1	22.9	0.33	3.92	9.15	37
砂岩	26.4	11.4	0.20	6.80	9.80	35
铅锌矿	42.1	22.5	0.35	6.40	13.0	32
灰岩	27.4	29.4	0.25	6.67	11.70	31

2.1.1 地压显现调查结论与安全评价的目的

地压显现调查分析结论: ① 方黄联办矿及其结合开采部位存在的采空区引起的地压显现不明显; ② 地表塌陷与地压显现无关, 可能与浅层未探明的老采空区、老采洞或采矿疏干的浅层溶洞塌陷有关; ③ 采空区可能发生局部片帮、冒顶事故。

采空区安全评价的目的, 就是要应用采空区的安全评价理论, 检验地压显现调查结论的正确性。

2.1.2 顶板冲击地压可能性评价

从黄沙坪铅锌矿井上下对照平面图中可以看出, 9 线剖面分布在黄沙坪铅锌矿与方黄联办矿结合开采部位各采空区的边缘, 没有代表性。为了最多地剖分开采部位的采空区, 评定该采空区的稳定性, 在 5 线~9 线之间距 9 线 40 m 切取一条剖面。应用 ANSYS 软件, 计算采空区的应力、应变特征。计算结果见图 1。

从图中可以看出, 仅局部几个单元的拉应力接近或者超

过岩体强度, 可能会出现矿柱片帮、失稳和顶板冒落。因此, 方黄联办矿及其结合开采部位存在的采空区不会导致顶板冲击地压灾害。

2.1.3 矿柱布置的合理性评价

依据最新的矿柱设计与评价式(1)~(5), 设计出方黄联办矿的矿柱参数见表 3。

现场调查发现, 方黄联办矿的采场采高一般高达 10~15 m; 顶板没有使用任何护顶措施; 矿柱开裂严重, 矿柱尺寸一般为 $3 \text{ m} \times 4 \text{ m}$, 极少数达到 $5 \text{ m} \times 7 \text{ m}$; 矿柱跨度一般不超过 20 m, 局部达 35 m; 顶板常发生厚度 1.0~2.0 m 的大块冒落。

可见, 方黄联办矿的矿柱间距(跨度)、尺寸都布置得极其不合理, 局部会出现矿柱片帮、失稳和顶板冒落。

2.2 矿柱回收安全评价

陈贵矿业集团大广山矿业公司有 16 个铁矿体。矿体南北长约 480 m, 东西宽约 350 m, 面积 0.17 km^2 。在埋深方向从上至下, 整个矿体断面逐步均匀变小。铁矿石平均密度为

表3 矿柱参数建议值
Table 3 Suggested pillar parameters

块体厚度 h/m	矿柱间距/ m		矿柱尺寸/ m^*		矿柱尺寸/ m^{**}	
	水平	倾向	b	a	b	a
≤ 0.5	13	14	5	7.5	3	4.5
1.0	18	19	6.5	10	3.5	5
1.5	22	23	8	12	4	6
≥ 2.0	25	27	9	13.5	4.5	7

注:安全系数 $n=1.21$;为了防止爆破损伤,用简易光面爆破留矿柱,否则 a 和 b 各增加 $0.5\sim 1.0\text{ m}$;设计过程中, α 取 30° ,其他情况可以类似设计;

*为 N 或 H 按现场实际取 15 m ,**为 N 或 H 按矿山安全规程的规定取无护顶式的高度 4 m 。

4.28 t/m^3 ,松散系数 $k_1=1.6$,最小压实性系数一般为 1.2 。矿体赋存在大理岩、砂卡岩或闪长岩中,矿体倾角大于 45° 。铁矿石硬度系数一般为 $14\sim 18$ 。

1996年,前 -110 m 标高以上矿体都被个体无证露天开采或地下开采完毕,在地表形成明显的塌陷坑和 100 多米深的露天坑, -110 m 标高以上基本不存在地下采空区。1997年初至2005年底,大广山矿业公司使用分段矿房法开采了 $-310\sim -110\text{ m}$ 标高之间的矿体,在 $-290\sim -100\text{ m}$ 标高之间留下了 40 多个大小不等的采空区。其中, -200 m 以上绝大部分采空区已经冒落充填密实, $-250\sim -200\text{ m}$ 间的剩余未冒落采空区随时都有冒落的危险。

为了人为控制采空区的冒落时间,彻底消除采空区危害,同时形成无底柱分段崩落法开采深部矿体的上覆垫层,分别在 -270 m 和 -310 m 标高采用成排的上向扇形分布的中深孔,一次性大区微差爆破崩落所有矿柱,矿柱高 12 m ,顶柱高 8 m 。 $-310\sim -220\text{ m}$ 标高区段还有可采矿柱矿量 196 万 t ,其中 $-310\sim -270\text{ m}$ 标高区段有约 66 万 t 。 -270 m 分段爆破矿柱断面约 4 000 m^2 ,爆破矿柱总体积 4.8 万 m^3 ;矿房空间面积 1 万 m^2 ,体积 12 万 m^3 ;可能塌落的顶柱面积为 1.4 万 m^2 ,体积 11.2 万 m^3 。 -310 m 分段爆破矿柱断面约 2 667 m^2 ,爆破矿柱总体积 3.2 万 m^3 ;矿房空间面积 3 033 m^2 ,体积 3.637 万 m^3 ;可能塌落的顶柱面积为 5 700 m^2 ,体积 4.56 万 m^3 。

为了验证用大区微差爆破崩落处理矿柱后是否消除了冲击地压危害,2007年1月实施了验收安全评价。

2.2.1 顶柱崩落情况评价

根据表1,声阻抗 z 取值 $16\times 10^6\text{ kg}/(\text{m}^2\cdot\text{s})$,炮孔半径 r_c 为 45 mm ,铁矿石抗拉强度 $S_t=5.30\times 10^6\text{ Pa}$ 。依据式(8),求得采矿爆破裂纹在顶板中可能扩展的深度 L 为 6.89 m 。

也就是说,在矿柱崩倒的同时,矿柱正上部 8 m 厚的顶底柱中有约 6.89 m 被损伤约化,因此顶底柱在矿柱崩落的短时间内会沿各矿柱部位折断而跨落。顶底柱是矿柱崩落后自然冒落的,按保守计算,其松散系数 k_2 取 1.2 。

出矿证明,上部矿柱和顶底柱都因爆破而破碎倒塌了,因此只能在 -310 m 中段的底部结构中出矿,或者在上部中段矿体界限外出矿,否则将会有人、车下陷的危险。出矿中,常有大块和巨块岩石堵塞底部结构。由此可见,崩落情况检验是正确的。

2.2.2 空气冲击波危险性评价

假设短期内在 -250 m 标高以上的矿柱暂时未完全冒落

时,采空区可能未被充满。采空区被冒落松散矿石充填的最小高度 $N_{\text{充}}$ 为

$$N_{\text{充}}=[\text{矿柱体积}(-270\text{ m分段})\times\text{松散系数 } k_1+\text{顶柱体积}(-270\text{ m分段})\times\text{松散系数 } k_2]/\text{顶柱面积}(-270\text{ m分段})$$

$$=(4.8\times 10^4\text{ m}^3\times k_1+11.2\times 10^4\text{ m}^3\times k_2)/1.4\times 10^4\text{ m}^2=14.4\text{ m}$$

在 $-270\sim -250\text{ m}$ 标高之间,存在的采空区悬空高度 N 至多为 $N=20-N_{\text{充}}=5.6\text{ m}$ 。

根据矿山实际分析, $-270\sim -200\text{ m}$ 间冒落岩块的最大可能冒落高度为 $H_{\text{max}}=H=50\text{ m}+N=55.6\text{ m}$ 。粗糙系数 $L_n=6.6\times 10^{-2}d_{\text{p}}$ 。为了安全可靠,结合该矿的实际,取 $d_{\text{p}}=0.18\text{ m}$ 。因为顶底柱厚度为 8 m ,除此外基本都是松散的矿石或松散的岩体,故 L_n 不会超过 8 m 。显然 $L_n<H$,则冒落面积比 $F_0/F<1$ 。为了确保评价的安全,取 $L_n=8\text{ m}$, $F_0/F=1$ 。依据式(11),可求得最大的有效削波松石垫层的厚度 $h_n\leq 8.8\text{ m}$ 。

显然,冒落矿石的充填高度 14.4 m 大于最大的有效削波垫层厚度 8.8 m ,超过了 5.6 m 。因此,即使开采出矿石 $1.4\times 10^4\text{ m}^3\times 5.6\text{ m}\times 4.28\text{ t/m}^3\approx 33.6\times 10^4\text{ t}$,冒落激发的空气冲击波也不可能对井下生产造成危害。

同样验证表明, -310 m 中段大区微差爆破崩落所有矿柱后,上部顶底柱会断裂、塌落,冒落矿石的充填高度 17.5 m 超过最大的有效削波垫层厚度 14.6 m ,即使开采出矿石 $0.57\times 10^4\text{ m}^3\times 14.6\text{ m}\times 4.28\text{ t/m}^3\approx 35.6\times 10^4\text{ t}$,冒落激发的空气冲击波也不可能对井下生产造成危害。

2.2.3 验收安全评价结论

地表观测和 -270 m 中段、 -310 m 中段放矿表明,大区微差爆破崩落所有矿柱后, $-250\sim -200\text{ m}$ 标高间的矿柱,在 -250 m 标高失去底板的支撑力后,随着矿柱回收的凿眼爆破震动和振动, $-250\sim -200\text{ m}$ 标高区段约 61.5 万 t 矿柱发生连锁性劈裂、塌落而充满了采空区。 $-310\sim -270\text{ m}$ 标高间的矿柱和顶底柱也断裂、塌落而充填了采空区。 -200 m 标高以上的充填体随之下陷,进而引起地表多次在圈定的移动警戒线内发生大规模沉陷、塌落。因此,冒落激发的空气冲击波不可能对井下生产和地表人员安全造成危害。

大区微差爆破崩落所有矿柱的采空区处理是成功的,引起了上部所有矿柱、顶底柱坍塌,形成了深部崩落法开采的松石覆盖层,消除了冲击地压危害。

验收安全评价通过后,大广山矿业公司已经在 -270 m 中段出矿巷道和 -310 m 中段底部结构中安全放矿 14 个月,放出矿石 30 多万 t 。在 1 年多的放矿过程中,地表在圈定的移

动警戒线内3次发生大规模沉陷、塌落。说明随着放矿,移动警戒线内的地表及崩落采矿的松石覆盖层将逐步安全沉陷、塌落,这正是矿柱回采的预期目标。

2.3 采空区处理安全评价

2.3.1 采空区处理调查

天青石矿 I_2 矿体分布在12~28线之间,走向长约325 m,倾斜长90~165 m,水平厚度14.95~94.01 m,平均水平厚度42.19 m。矿体走向为北东 $75^\circ\sim 80^\circ$,倾向北西,倾角 15° ,局部达 40° ,24~26线矿体略向南东倾斜,倾角 $5^\circ\sim 10^\circ$,矿体赋存标高-123.59~31.47 m。矿体位于石英闪长斑岩与大冶群第五岩性段白云岩间侵入接触破碎带上,呈透镜状,中部厚度较大,为53.40~94.01 m。+12 m水平以上已经被民采采空,在地表已经引起一处直径8~10 m的塌陷坑,坑垂直深约8 m。

在12~31.47 m之间由于原来的民采,已经形成大面积采空区。天青石矿已应用爆破手段对民采老空区的边帮、矿柱及采高3 m以上的顶板进行爆破处理,并用爆破手段挑顶封闭了连通外部的巷道。挑顶封闭的水平长度一般为5~7 m。

2.3.2 空气冲击波危险性评价

据采空区处理调查,一次性冒落的规模不会超过 $325\times 80=2.6\times 10^4\text{ m}^2$ 。为确保安全, a, b 取325 m和80 m。依据式(6),求得冒落可能激起的最大空气冲击波波速不会超过54.0 m/s。实际老采空区的 a 远小于325 m, b 达到80 m的地段也很少。故实际可能产生的冒落冲击气流速度会远小于54.0 m/s。

依据式(11),得出老采空区的有效削波垫层厚度不超过7.26 m。因此,在采高较厚的老采空区,尽管没有接顶,但是由于有至少8 m厚的松石垫层,完全能够消除冒落激起的空气冲击波的影响。

后续开采,用垂直断面的扇型中深孔落矿,至少可以产生 $9\times 1.6\sim 2.5=11.9\text{ m}$ 厚的松石垫层隔离老采空区和进路巷道。按照式(8),爆破裂纹在岩体中扩展的最小深度为5.38 m,这部分岩体还将冒落。因此,中深孔落矿产生的松散岩石、矿石隔离层,完全能够消除冒落激起的空气冲击波的影响。

阻力系数 C 取1.2。测得空气密度 $\rho_{\text{空}}=0.9\text{ kg/m}^3$,松散岩块密度 $\rho_{\text{石}}=1.79\times 10^3\text{ kg/m}^3$ 。松散岩块间的摩擦系数 f 取最小值0.25。巷道高度 N 取2.5 m。挑顶松石堆积坝超出巷道的高度 $L_{\text{挑}}$ 取最小值0.2 m。依据式(9),求得成功阻隔速度为 $v=54.0\text{ m/s}$ 的空气冲击波的最大挑顶松石堆积坝宽度为4.5 m。实际挑顶封闭的巷道长度为5~7 m,完全能够消除冒落激起的空气冲击波的影响。

实际证明,产生8 m深的塌陷坑,未在地表激发起明显的气浪,也未对12 m水平以下的采矿造成影响,说明气流已经被松石垫层、松石堆积坝削弱了。

计算预测见图2,随后续逐步向深部中深孔崩落开采,顶板塑性区逐步增大,顶板将随着深部开采逐步下沉、塌陷。

3 结论

本文总结了采空区安全评价的理论和方法,包括顶板冲击地压可能性评价、矿柱布置的合理性评价和削波构筑物的合理性评价。结合采空区的特点,本文的理论在采空区安全评价中能够全面地分析各类采空区的失稳隐患。该理论已经

被成功应用于金矿、磷矿、铁矿、铅锌矿、煤矿、钨矿和锑矿的安全评价或验收安全评价中。

在冲击地压可能性评价中,改进的真三维ANSYS仿真程序,充分考虑了岩体的弹、塑性变化和拉破坏,充分考虑了岩体参数和原岩应力的真实性和可靠性,克服了以前ANSYS仅只能进行刚性分析的弱点。

在矿柱布置合理性评价中,除了引进最新的矿柱强度理论外,充分考虑了现场顶板冒落的岩体厚度的统计特征,以及裂隙分布和应力解除的卸载特征。

参考文献 (References)

- [1] 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.
- [2] 余志雄, 周创兵, 陈益峰, 等. 基于 ν -SVR和GA的初始地应力场位移反分析方法研究[J]. 岩土力学, 2007, 28(1): 151-156, 162.
Yu Zhixiong, Zhou Chuangbing, Chen Yifeng, et al. Rock and Soil Mechanics, 2007, 28(1): 151-156, 162.
- [3] Li Junping, FENG Changgen, LI Shengcai, et al. Pillar parameteric calculation of dongtongyu gold mine [C]/Huang Ping, Wang Yajun, Li Shengcai, et al. Progress in Safety Science and Technology, Beijing: Science Press, 2002: 253-255.
- [4] 李俊平, 冯长根, 郭新亚, 等. 矿柱参数计算研究 [J]. 北京理工大学学报, 2002, 22(5): 662-664.
Li Junping, Feng Changgen, Guo Xinya, et al. Journal of Beijing Institute of Technology, 2002, 22(5): 662-664.
- [5] 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.
- [6] 郑永学. 矿山岩体力学[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1988.
Zheng Yongxue. Mining rock-mass mechanics [M]. Beijing: Metallurgic Industry Press, 1988.
- [7] 陈庆凯, 任凤玉, 李清望, 等. 采空区顶板冒落防治技术措施的研究[J]. 金属矿山, 2002(10): 7-9.
Chen Qingkai, Ren Fengyu, Li Qingwang, et al. Metal Mine, 2002, 316(10): 7-9.
- [8] 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, 2003.
Li Junping. Study of the new method disposing gently inclined abandoned stope and underground pressure control at the stope [D]. Beijing: Beijing Institute of Technology, 2003.
- [9] 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.
- [10] 李俊平, 卢连宁, 于会军. 切槽放顶法在沿空留基地压控制中的应用 [J]. 科技导报, 2007, 25(20): 43-47.
Li Junping, Lu Lianning, Yu Huiyun. Science and Technology Review, 2007, 25(20): 43-47.
- [11] 孙业斌. 爆炸作用与装药设计[M]. 北京: 国防工业出版社, 1985.
Sun Yebin. Explosion and charge design [M]. Beijing: National Defence Industry Press, 1985.

(责任编辑 赵佳)