

再将锚杆尾端植入围岩约 350mm，在挡墙内呈梅花形预埋 108mm 不锈钢排水管，其孔间距与排间距均在 1.0m~1.2m，每根排水管内高外低敷设，下倾坡度约 5%，将内侧端头用麻袋封堵，防止泥浆堵塞。

2) 充填管路的敷设和检查

根据矿体赋存分布情况，地表已建成 1 座充填站，充填站地坪标高 265m。本次设计开采-180m、-220m 及-260m 三个中段矿体，-180m 中段充填倍线为 1.89~3.41，-220m 中段充填倍线为 1.79~3.31，-260m 中段充填倍线为 1.72~2.96。根据目前国内多数金属矿山尾砂充填实践经验，自流输送的充填管道系统充填倍线 ≤ 7 较安全，本工程三个中段都可以实现充填料浆自流输送。

由于充填竖管流速高、更易磨损且不易更换，宜采用耐磨复合管，即管径 D133×18 双金属复合耐磨管，管道外径 $\Phi 133\text{mm}$ ，钢管壁厚 6mm，耐磨层厚度 12mm。井下平巷内的充填主管采用 $\Phi 133 \times 12$ 无缝钢管，采场内充填支管采用 HDPE 管，管径 DN125。

充填管路经充填钻孔从地表竖直敷设至井下-220m 中段，然后经-220m 中段平巷敷设至首采空区。充填钻孔设 2 个，1 用 1 备，孔径 $\Phi 280\text{mm}$ ，钻孔内设 $\Phi 180 \times 7$ 无缝钢管作为充填套管。

充填水平的支管采用聚乙烯塑料管接至采场。充填前，自主充填管路向采场顶部敷设充填管，并仔细检查整个充填管路系统，确保充填控制阀启闭灵敏，管路完好、无堵塞。

3) 材料准备

为保证充填作业的连续性，充填前先将尾砂浓缩到 70%左右浓度，且胶凝材料仓贮满，并确保外部尾砂和胶固粉运输系统完好畅通，以便充填时及时补充充填材料。

4) 充填作业

采场充填采用分步充填，为防止跑浆事故，减少充填料浆对隔墙的压力，一般先充填 6m~8m 的 1:4 配比的充填料，其强度达到 4MPa 以上，待初凝后再依次充填充填料，为提高接顶效果，同时考虑方便上中段回采时铲运机作业，在距离空区顶板 1m 时停止充填，待充填物料固化后，改用 1:4 配比的充填料二次充填，直至采场充满为止。

一步采矿块矿房中部采用 1:8 配比的充填料，其强度达到 2.5MPa 以上，二步采矿块采用低配比的胶结充填，矿房中部采用 1:20 配比的充填料，充填体养护时间为 3 个月。

对于采用浅孔留矿嗣后充填法回采的矿块，考虑到后期间柱回收，矿房下部 6m~8m 及顶部 1m 采用 1:4 配比的充填料，中部均采用 1:8 配比的充填料，待充填体养护完毕，充填物料固化后，对间柱进行回收，矿柱回收结束后将本中段天井联络道进行封堵，利用上部中段的天井联络道向下钻凿充填溜槽，采用灰砂比 1:12 的充填材料及井下废石进行充填，充填体养护时间为 3 个月。

对局部未接顶的充填作业面，利用上中段对应的出矿巷道进行充填，直至充填料顶面与巷道底板面一致。为减少爆破对充填体的震动破坏，不得在充填体两侧同时进行矿块回采。

充填体接顶良好可以大改善充填体的上部应力状态，降低可能产生的拉应力因而提高接顶效果，因此设计要求充填接顶。充填接顶的主要方法如下：

分次充填。在采场上部充填中分次进行，在上一次充填料浆的泌水排出后，再进行下一次充填；

加压或挤压充填。待充填料浆完全固化后，从挡墙上部进入人员，在最高点处架设充填管和排气管，然后密封挡墙，进行强制加压充填，直到排气管中开始流出料浆为止。

2.4.6.7 采场支护

采场采用不支方式。

2.4.6.8 充填系统

(1) 充填材料

1) 充填骨料

设计选用的充填骨料为选厂排出的湿尾砂或脱水后干尾砂，既能让矿山固体废料资源化，节省材料成本，又能解决尾矿排放问题，减少对环境的破坏、保护自然环境和远景资源，具有良好的经济效益和社会效益。

2) 胶凝材料

采用胶结充填工艺的矿山中，通常采用水泥作为胶凝材料，水泥费用在充填成本中占很大的比重，为降低充填成本，在保证充填体强度的前提下，可通过试验研究降低水泥单位耗量或寻求水泥代用品。本次设计胶凝材料暂按 425 号普通硅酸盐水泥考虑。

(2) 充填料配比、浓度及材料消耗

根据采矿方法对充填料制备工艺的要求，充填系统应具备制备三种料浆的能力，尾砂胶结充填料浆平均灰砂比分别为 1:4、1:8、1:20。矿房底板 8m 及顶板 1m 采用 1:4 尾砂胶结充填，一步采矿房中部采用 1: 8 尾砂胶结充填，二步采矿房中部采用 1:20 尾砂胶结充填。充填料浆浓度约 72%。

(3) 充填站

地表设 1 座充填站，年工作时间 330d，每天 1 班，每班 8h，每天实际充填时间 6h。充填站设 1 套充填料浆制备系统，设计规模 $60\text{m}^3/\text{h}$ 。采用 2 条充填管道(1 用 1 备)经充填钻孔从地表竖直敷设至井下-220m 中段，然后经-220m 中段平巷敷设至首采空区。

1) 充填参数

矿山年平均胶结充填量 8.91 万 m^3/a ；日平均胶结充填量 269.97 m^3/d ；充填站料浆制备充填能力 317.38 m^3/d

2) 充填站布置

地表设 1 座充填站。充填设备设施布置在充填站内，布置有给料机、水泥仓、搅拌设备、给料设备及相配套的配电仪表室等。

采用两级搅拌机按工艺要求将一定配比的水泥和尾砂浆充分搅拌均匀。其中一级搅拌机采用 1 台 CJL- Φ 2000 型高浓度立式搅拌桶，电机功率 55kW，用于干尾砂与水的初步拌合，二级搅拌机采用 1 台 CJL- Φ 2000 高浓度搅拌桶，电机功率 45kW，将尾砂浆与水泥充分混合。

3) 充填倍线

地表设 1 座充填站，充填站地坪标高 265m。本次设计开采-180m、-220m 及-260m 三个中段矿体，-180m 中段充填倍线为 1.89~3.41，-220m 中段充填倍线为 1.79~3.31，-260m 中段充填倍线为 1.72~2.96。充填倍线估算详见表 2.4-11。

表 2.4-11 充填倍线估算表

采矿中段	-180m	-220m	-260m
充填中段	-130m	-180m	-220m
充填料浆输送距离(m)	350~950	350~950	350~950
采空区至充填站高差(m)	395	445	485
充填倍线	1.89~3.41	1.79~3.31	1.72~2.96

(4) 充填工艺

充填制备系统主要有充填骨料给料系统、胶凝材料给料系统及搅拌系统 3 个主要组成部分：

1) 湿尾砂给料系统

采用选厂湿式全尾砂作为充填骨料时，选厂供给的较低浓度的尾

砂需要进行浓缩沉降后达到充填制备所需高浓度（70%~72%）状态。

2) 干尾砂给料系统

为适应多种尾砂供料工况，充填站还设置了干砂给料系统。干尾砂给料系统由下料斗、干砂给料机、运料皮带机等设备组成。运料皮带机变频运行，设皮带计量秤对干尾砂进行计量。

3) 胶凝材料给料系统

胶凝材料给料系统采用钢制料仓配套给料及称重设备。给料采用单管螺旋输送机，称重采用微粉秤，适用于胶凝材料耗量大且连续输送的系统。

4) 搅拌系统

料浆搅拌系统是充填制备系统的关键环节之一。充填料浆管道输送性能和充填体强度与料浆搅拌效果密切相关，应保证各物料在搅拌系统内有充分的搅拌时间（不低于 2min~3min）。充填站配套两级搅拌系统，可同时满足湿尾矿浆和干尾砂两种骨料来源的制备需求。

湿尾砂搅拌系统采用一级搅拌，设 1 台高浓度立式搅拌桶，按充填工作要求将一定配比的水泥和尾砂浆充分搅拌均匀，形成重量浓度 72% 的充填料浆，自流或泵送至井下采空区。

干尾砂搅拌系统采用两级搅拌，一级搅拌采用 1 台高浓度立式搅拌桶用于干尾砂与水的初步拌合，二级搅拌机采用 1 台高浓度立式搅拌桶，将初步拌合的尾砂料浆与水泥充分搅拌均匀，形成重量浓度 72% 的充填料浆，自流或泵送至井下采空区。

5) 充填设施选择与计算

充填站设计规模 60m³/h，站内设 1 套料浆制备系统，为干尾砂、湿尾砂两用的制备系统，系统制备能力 60m³/h。充填站年工作 330d，每天 3 班，每班 8h，实际充填时间为 6h。

6) 湿尾砂给料系统

采用 1 座 $\Phi 11\text{m}$ 深锥浓密机，将选厂尾矿浆进行浓缩，底流浓度 70%以上，自流输送至二级立式搅拌桶，出矿管道上设有浓度、流量监测仪表。深锥浓密机设 1 台循环泵，用于物料循环。浓密机溢流水回用于生产工艺。

7) 干尾砂给料系统

尾砂仓内干尾砂采用装载机卸至下料斗，采用干砂给料机经皮带机输送至搅拌站一级立式搅拌桶，制备干尾砂料浆。

8) 胶凝剂给料系统

设 2 座钢制胶凝剂料仓，总容积可满足 6 天的日平均水泥用量。料仓直径 $\Phi 5.5\text{m}$ ，竖壁高度 9m，仓底为锥体，设有插板式闸门、CWG300 型微粉秤及螺旋给料机等。

9) 搅拌系统

采用两级搅拌机按工艺要求将一定配比的水泥和尾砂浆充分搅拌均匀。其中一级搅拌机采用 1 台 CJL- $\Phi 2000$ 型高浓度立式搅拌桶，电机功率 55kW，用于干尾砂与水的初步拌合，二级搅拌机采用 1 台 CJL- $\Phi 2000$ 高浓度搅拌桶，电机功率 45kW，将尾砂浆与水泥充分混合。

10) 供水系统

充填站配置专用于充填结束后管路冲洗的供水系统，防止充填管道堵塞造成爆管事故。

11) 监控设施

在井下充填采场处安装监控设备及通讯设施，信号传至充填制备站控制室，使地表充填站工作人员有效掌握充填采场内作业情况，保证上部充填制备系统与下部采空区充填过程中的联系。

12) 压力监测

井下充填管道共 2 条（1 用 1 备），管道上设压力监测，实时监测压力变化情况，反馈异常压力信号并进行报警，报警信号传至地表充填站控制室。每条充填管道压力监测点设 1 处，位于充填中段水平充填管道起端。

13) 尾矿事故池

地表充填站设 1 座事故池，用于事故状态时矿浆及料浆的储存和倒运。在井下每个充填中段设事故池，用于充填管道低点放矿。

充填系统主要设备表

充填系统主要设备见表 2.4-12

表 2.4-12 充填制备系统设备配置表

序号	设备名称	型号及性能参数	单位	数量
1	干尾砂给料机	输送能力 100t N=24.5kW		1
2	出料皮带机	N=5.5kW	台	1
3	立式高浓度搅拌桶（一级搅拌）	CJL-Φ2000 N=55kW+0.3kW	台	1
4	立式高浓度搅拌桶（二级搅拌）	CJL-Φ2000 N=45kW+0.3kW	台	1
5	皮带计量秤	N=5.5kW	台	1
6	0 号皮带机 8050	N=15kW	台	1
7	一体化加药装置	2000L N=11kW	台	1
8	电动单梁悬挂起重机	LX2-S 型 G=2t, N=4.2kW	台	1
9	50ZJL/B40 立式渣浆泵	50ZJL/B40N=30kW	台	2
10	皮带计量秤	TDG1000X3000 N=5.5kW	台	1
11	Φ5.5m 水泥仓		座	2
12	水泥仓顶除尘器	HMC-48(B) N=3kW	台	2
13	稳流给料装置	800×400 N=2.2kW	台	2
14	1 号 CWG300 微粉秤	Φ300×3500 N=5.5kW	台	1
15	2 号 CWG300 微粉秤	Φ300×3000 N=5.5kW	台	1

序号	设备名称	型号及性能参数	单位	数量
16	U400 螺旋	L=7250 N=15kW	台	1
17	罗茨风机	N=7.5kW	台	1
18	Φ11m 深锥浓缩机	N=37kW	台	1
19	循环泵	N=18.5kW	台	1

2.4.6.9 爆破作业

(1) 装药方式及单次爆破最多炸药量

井下装药作业采用人工。掘进单耗 2.31kg/m³，回采单耗 0.5kg/t。

(2) 炸药类型及起爆方式

炸药采用乳化炸药，专用数码电子雷管起爆器起爆；

(3) 分段空场嗣后充填采矿法

采用中深孔分段凿岩，选用 CYTC89 型液压凿岩台车凿上向扇形中深孔，炮孔直径 Φ76mm，炮孔排距 1.5m，孔底距 2.5m。每一循环钻 2 排孔，每次爆破 1~2 排炮孔。炮孔延米爆破量 7t/m。根据计算结果，年穿孔米数 15731m，钻机效率按 5 万 m/台年，炮孔利用率 95% 计算，需 CYTC89 型液压凿岩台车 1 台。

炮孔装药前进行测孔，人工装药，炸药采用乳化炸药，数码电子雷管起爆。采用中深孔拉槽法形成切割天井，以切割天井为自由面形成切割槽，以切割槽为自由面侧向崩矿。回采落矿时各分段崩矿自由面在垂直方向上保持一致或上分段超前下分段 1~2 排炮孔。

(4) 浅孔留矿嗣后充填采矿法

矿房采用自下而上分层回采，分层高度 1.8m~2m 每一个分层回采工序有凿岩、爆破、通风、局部出矿，平场及松石处理等作业。采用 YSP45 型凿岩机钻凿上向炮孔，可采用梯段工作面或不分梯段整层一次打完。上向炮孔一般为前倾 75°~90°，梯段工作面的梯段长度一般为 10m~15m，炮孔深度 1.8m~2m，炮孔间距 0.8m~1m。炮孔延米爆破量 2t/m，年穿孔总量 23000m，钻机效率按 2 万 m/台年，炮孔

利用率 95%计算，需 YSP45 型凿岩机 2 台。采用乳化炸药爆破落矿，数码电子雷管起爆，每次爆破 2 排孔。

(5) 井下爆炸物品库

在井下在-130m 中段新增一座容量 1.5t 的爆破器材库，井下爆破器材库应有独立的回风通道及防爆门。井下爆破器材库采用壁槽式。

现有爆破器材库距-130m 中段总回风巷道距离为 62.3m，距副井石门巷道距离为 126.6m，距副井井筒 133.8m。

表 2.4-13 爆破器材消耗量表

序号	项目	掘进			回采			合计	
		单位	单耗	年耗	单位	单耗	年耗	单位	年耗
1	乳化炸药	kg/m ³	2.31	46595	kg/t	0.50	139425	kg	186020
2	数码电子雷管	发/m ³	4.55	91779	发/t	0.21	58558	发	150337

2.4.6.10 井口空气预热

根据《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 6.6.1.5 条文之规定：进风井巷空气温度应不低于 2℃；低于 2℃时，应有空气加热设施。

设计在进风井口设置了空气加热设施，避免进风井口壁出现结冰，影响井筒净断面积，冰凌的坠落威胁井下操作工人的人身安全。

本工程需要设置空气预热的进风井为副井、斜坡道。根据本工程实际情况，厂区没有富裕热源，采用电加热型空气加热机组。在副井井口设置 2 台 ZKD600 型矿井空气加热机组（电加热），单台机组风量 65000m³/h，出口余压 1000Pa，输入总功率 N=1242kW，380V。在斜坡道硐口内侧设置 1 台 ZKD350 型矿井空气加热机组（电加热），风量 35000m³/h，出口余压 1000Pa，输入总功率 N=777kW，380V。

表 2.4-14 井口预热设备表

序号	车间名称	系统编号	风量 (m ³ /h)	暖通设备	备注
----	------	------	---------------------------	------	----

序号	车间名称	系统编号	风量 (m ³ /h)	暖通设备	备注
1	副井	S1~2	65000×2	ZKD600 型矿井空气加热机组（电加热），风量 65000m ³ /h，出口余压 1000Pa，输入总功率 N=1242kW，380V。共 2 台。 入口温度-17.8℃，出口温度≤30℃。	
2	斜坡道	S1	35000	ZKD350 型矿井空气加热机组（电加热），风量 35000m ³ /h，出口余压 1000Pa，输入总功率 N=777kW，380V。共 1 台。 入口温度-17.8℃，出口温度≤39℃。	

除设置空气预热机组外，另外采取了两项综合保温措施：

1) 在副井井口、斜坡道口悬挂棉布帘，阻挡寒冷空气直接进入井筒。

2) 在副井井口、斜坡道口安装测温装置，加强进风温度的测定。当采取综合保温措施后，井口进风温度仍低于 2℃时，暂停提升任务，同时停止生产任务，来确保安全生产。

2.4.7 矿井通风

2.4.7.1 通风方式

采用单翼对角式通风系统，机械抽出式通风方式。

2.4.7.2 通风系统

(1) 进风

新鲜风流经副井进入井下。

(2) 专用回风井

回风井为专用回风井，风流通过-130m水平石门巷道、运输巷道、通风天井到达工作面，生产中段石门巷道、运输巷道、通风天井到达工作面，清洗工作面后的污风通过端部通风天井进入-130m水平回风平巷、经由回风井排出地表。

(3) 通风系统

新鲜风流经副井进入井下，通过生产中段石门巷道、运输巷道、通风天井到达工作面，清洗工作面后的污风通过端部通风天井进入

-130m水平回风平巷、经由回风井排出地表。

溜破系统新鲜风流经副井进入井下，通过-260m中段石门巷道、运输巷道、电梯井到达溜破系统各水平，清洗工作面后的污风通过人行回风天井进入-130m水平回风平巷、经由回风井排出地表。

2.4.7.3 计算需风量及风压

中矿山总需风量为 $106.99\text{m}^3/\text{s}$ ，其中通过副井进风 $80.99\text{m}^3/\text{s}$ ，通过斜坡道进风 $26.00\text{m}^3/\text{s}$ 。

计算风量：

$$Q_j = KQ = 1.1 \times 106.99 = 117.69\text{m}^3/\text{s};$$

计算风压：

$$H_j = H + \Delta h + H_d + h_c + H_z = 2100.83 + 200 = 2300.83\text{Pa}$$

$$H_j = H + \Delta h + H_d + h_c + H_z = 1773.45 + 200 = 1973.45\text{Pa}$$

2.4.7.4 主要通风机

在回风井-130m 水平风机硐室内布置 2 台 FKCDZNo23/2×132 型矿用轴流风机，并联配置。

2.4.7.5 风流风量控制措施

电机正、反转运行控制均按照远程/机旁手动两种控制方式设计。从而实现了通风电动机地表控制室的远程起、停，正、反转，变频调速控制。详见风机性能规格表 2.4-15

表 2.4-15 风机性能规格表

型号	风量 (m^3/s)	全压 (Pa)	电动机	功率 (kW)	叶片角	轮毂比	效率
FKCDZNo19/2×132	65	2350	配套	2×132	35/30°	40	83%
	60	2000			30/25°		85%

2.4.7.6 局部通风和除尘

井下出矿、穿孔凿岩和巷道掘进等工作面为独头作业，设计选用

局扇通风。经计算，井下共需 FK-1N0.3.5 型局扇 10 台，其中 7 台工作，3 台备用，需 FK-1N0.5 型局扇 12 台，其中 9 台工作，2 台备用。

FK-1N0.3.5 型局扇风量 $1.5\text{m}^3/\text{s} \sim 2.4\text{m}^3/\text{s}$ ，全压范围为 $752\text{Pa} \sim 1263\text{Pa}$ ，电机功率 3kW；FK-1N0.5 型局扇风量 $4.2\text{m}^3/\text{s} \sim 6.6\text{m}^3/\text{s}$ ，全压范围为 $1324\text{Pa} \sim 1726\text{Pa}$ ，电机功率 11kW。

除尘防护措施：

（1）水力除尘

对地下运矿皮带、地上各车间主要出料皮带的受料点及转运点设水力除尘喷嘴进行降尘及加湿物料。

水力除尘采用实心圆锥形除尘喷嘴，水压 $\geq 0.3\text{MPa}$ ，供水管路配备关断阀、水过滤器及电磁阀，供水管道为热镀锌钢管。水力除尘供水管道电磁阀（常闭）随工艺胶带机自动启停，胶带机带料运行时开启，晚于胶带机关闭。

为了不影响工艺胶带机的正常运行，应适当降低矿石的含水量，控制矿石表面最终含水量不超过 10%，达到除尘效果的同时节约水力除尘耗水量。

（2）机械除尘

1) 除尘器的净化效率

对扬尘量较大，水力除尘不能满足粉尘控制要求的扬尘点设机械除尘系统。物料在破碎、筛分及皮带转运过程中的扬尘点，按原始最大含尘浓度为 $6\text{g}/\text{m}^3$ ，排放标准要求 $\leq 10\text{mg}/\text{m}^3$ 计算，除尘器净化效率应为 $\geq 99.83\%$ 。

2) 除尘设备选型

机械除尘设备按车间集中设置。对工艺生产过程的扬尘点，地下车间选用高效湿式除尘器，地上车间选用高效脉冲袋式除尘器。上述

除尘器净化效率均达到 99.9%以上。

3) 排放浓度

按除尘器净化效率 99.9%，最大含尘浓度按 $6\text{g}/\text{m}^3$ 计，经计算排放浓度为 $6\text{mg}/\text{m}^3$ ，满足排放标准要求。

2.4.7.7 主要通风装置和通风构筑物

(1) 主要通风装置

风机硐室位于回风井井底-130m 水平，风机硐室设置测量风压、风量、电流、电压和轴承温度等的仪表。每班均对扇风机运转情况进行检查，并填写运转记录。通风机噪声 $\leq 86\text{dB}(\text{A})$ ，配备有扩散器使之运行平稳并减小噪音，同时在扩散器尾部设有扩散塔，进一步减少动压损失。

风机硐室附近备用 1 台同型号的电动机，以便电机故障时及时更换，同时配备手拉葫芦或扳手等能够迅速更换的设施。

(2) 井下通风构筑物

为避免井下跑风、风流串联、风流循环等现象，井下需设置相应通风构筑物以确保通风系统顺畅。

井下通风构筑物设置见表 2.4-16。

表 2.4-16 井下通风构筑物

序号	通风构筑物	位置	数量（处）	备注
1	普通风门	副井-130m 中段北侧石门巷道	1	新增
2	普通风门	副井-180m 中段石门巷道	1	新增
3	普通风门	-130m 中段运输巷道与斜坡道交叉处	2	新增
4	普通风门	主井-130m 中段石门巷道	1	新增
5	普通风门	-180m 中段斜坡道联络道	1	新增
6	调节风门	副井-130m 中段西侧石门巷道联络道	1	新增
7	调节风门	-220m 中段斜坡道联络道	1	新增
8	调节风门	-260m 中段端部通风天井联络道	2	新增
9	调节风门	-220m 中段端部通风天井联络道	2	新增

序号	通风构筑物	位置	数量（处）	备注
10	调节风门	溜破系统破碎水平天井联络道	1	新增
11	调节风门	溜破系统皮带道水平天井联络道	1	新增

需要设置普通风门处均采用两道风门组成，对于采场进风天井上口联络道、回风天井下口联络道也应设置 1 道风门，风门采用钢结构，由建设单位按设计要求加工或采购，安装在巷道中砖混结构墙上，能有效阻断风流，安全可靠。风门应有专人负责检查、维修，保持完好严密状态。随着矿山生产实际需要，在采场回风联络道内根据风量和风压分配情况采用风窗调节；对通风不畅或风流较小的区域采取安装辅扇引流的方式加速炮烟排出。

对于回采结束的采场及时修筑封堵墙，起到封闭采场的目的，避免漏风和风流短路。生产过程中应结合采矿作业面的变化，根据实际情况对通风构筑物的布设进行调整，并加强通风管理。

2.4.8 矿山供配电设施

2.4.8.1 供电电源

（1）工作电源

矿区地表现有一路 10kV 架空线路，即平房子 513 线，导线采用 LGJ-240mm²，引自距离矿区 5km 处的平房子变电站，站内安装 2 台 20000/3535/10.5kV 电力变压器。

（2）备用工作电源

距离矿区 6km 处，有一座洒河桥镇变电站，可由洒河桥 524 线为本工程提供一路 10kV 安全设施电源。

（3）应急电源

矿区内设一座应急柴油发电站，站内设 1 台 10kV2200kW 柴油发电机组，通过一回 YJV22-8.7/151（3×120）电力电缆接入副井 10kV 变电所的 10kV 侧 II 段母线，确保排水泵、通风机、副井提升机及空压

机一级负荷供电可靠。

2.4.8.2 供配电系统

(1) 地表 10KV 变配电所

根据负荷等级和用电容量，毗邻副井井口房设一座 10kV 变配电所，10kV 侧采用单母线分段接线方式。一路 10kV 电源引自平房子 513 线，另一路 10kV 电源引自洒河桥 524 线。两路电源同时工作，互为备用，当一路电源故障时，另一路电源可带全部负荷。同时矿区内设一座应急柴油发电站，站内设 1 台 10kV2200kW 柴油发电机组，通过一回 YJV22-8.7/151 (3×120) 电力电缆接入井口 10kV 变配电所的 10kV 侧 II 段母线，确保排水泵、通风机、副井提升机及空压机一级负荷供电可靠。II 段母线的两路 10kV 进线设置互锁装置。

10kV 高压开关柜向空压机站 10/0.4kV 变电所、副井预热 10/0.4kV 变电所及-260m 中段中央变电所各提供两路 10kV 电源，为主井提升配电室提供一路 10kV 电源。

(2) 空压机站 10/0.4kV 变电所

毗邻空压机站设一座 10/0.4kV 变电所，两路 10kV 电源分别引自副井井口 10kV 变配电所的 10kV 不同母线段。所内设两台 S13-M-500/10, 500kVA10/0.4kV 配电变压器，0.4kV 母线采用单母线分段接线型式。放射式对空压机站站内低压设备供电，并为副井井口房提供两路低压电源。

(3) 主井提升机房配电室

毗邻主井提升机房设一座配电室，一路 10kV 电源引副井井口 10kV 变配电所的 10kV 侧 I 段母线。10kV 高压开关柜由提升机厂家配套提供，放射式对主井提升机、辅助变压器等高压用电设备供电。

(4) 副井预热 10/0.4kV 变电所

毗邻副井预热间设一座 10/0.4kV 变电所，两路 10kV 电源分别引自副井井口 10kV 变配电所的 10kV 不同母线段。所内设两台 S13-M-2000/10，2000kVA10/0.4kV 配电变压器，0.4kV 母线采用单母线分段接线型式。放射式对预热间内低压设备供电。

(5) 井下-260m 中段中央变电所

毗邻-260m 中段水泵房设置一座中央变电所，两路 10kV 电源分别引自副井井口 10kV 变配电所的 10kV 不同母线段。10kV 母线采用单母线分段接线型式，为-260m 中段采区变电所、-130m 中段通风变电所、破碎变电所和排水泵供电。所内设 2 台 KSG-250/10，250kVA10/0.4kV 矿用干式变压器及 GKD 型低压配电屏。0.4kV 母线采用单母线分段接线型式，放射式对水泵房内低压设备供电。

(6) 井下-260m 中段采区变电所

在井下-260m 中段设一座采区变电所，其一路 10kV 电源引自中央变电所。采区变电所内设有 1 台 KSG-500kVA10/0.4kV 矿用干式变压器及 GKD 型低压配电屏，放射式对采场内低压用电设备供电。

(7) 井下-130m 中段通风变电所

在井下-130m 中段设一座通风变电所，两路 10kV 电源分别引自中央变电所的 10kV 不同母线段。所内设有两台 KSG-800kVA10/0.4kV 矿用干式变压器及 GKD 型低压配电屏，放射式对风机硐室内低压用电设备供电。

(8) 井下破碎变电所

破碎硐室附近设一座 10/0.4kV 变电所，其一路 10kV 电源引自中央变电所。所内设有 1 台 KSG-630kVA10/0.4kV 矿用干式变压器及 GKD 型低压配电屏，放射式对破碎硐室内低压用电设备供电，并为皮带道动力配电箱提供一路低压电源。

2.4.8.3 电气设备类型

(1) 空压机站 10/0.4kV 变电所

所内设两台 S13-M-500/10, 500kVA10/0.4kV 配电变压器, 0.4kV 母线采用单母线分段接线型式。

(2) 副井预热 10/0.4kV 变电所

所内设两台 S13-M-2000/10, 2000kVA10/0.4kV 配电变压器, 0.4kV 母线采用单母线分段接线型式。

(3) 井下-260m 中段中央变电所

所内设 2 台 KSG-250/10, 250kVA10/0.4kV 矿用干式变压器及 GKD 型低压配电屏。0.4kV 母线采用单母线分段接线型式。

(4) 井下-260m 中段采区变电所

采区变电所内设有 1 台 KSG-500kVA10/0.4kV 矿用干式变压器及 GKD 型低压配电屏。

(5) 井下-130m 中段通风变电所

所内设有两台 KSG-800kVA10/0.4kV 矿用干式变压器及 GKD 型低压配电屏。

(6) 井下破碎变电所

所内设有 1 台 KSG-630kVA10/0.4kV 矿用干式变压器及 GKD 型低压配电屏。

2.4.8.4 供电电缆选型及敷设

(1) 供电电缆选型

井下传感器信号传输线缆采用计算机电缆 MDJYPV 型以及 485 总线线缆 MHYVP 型, 供电线缆选用 MYJY 型, 光缆选用单模 MGTSV 型, 所有线缆需满足低烟无卤 (WD) 要求, 并根据敷设路径采用钢带铠装或细圆钢丝铠装。

（2）电缆敷设

井上线缆采用架空、直埋或沿电缆沟方式敷设，井下线缆采用巷道壁挂方式敷设，敷设在水平巷道或小于 45° 巷道内的信号电缆、动力电缆、光缆等吊挂在巷道侧壁上，动力电缆悬挂点之间的距离小于 3m，信号电缆和光缆悬挂点之间的距离小于 1.5m，与巷道周边最小净距离大于 50mm，在竖井里敷设时，电缆卡子、卡箍之间的距离小于 6m。

光缆、信号电缆与电力电缆敷设在巷道的同一侧时，应敷设在电力电缆上方，与电力电缆间距不小于 0.1m；与电力电缆敷设在同一井筒内时，间距不小于 0.3m。

现场仪表至 PLC 机柜或就地仪表箱的电缆采用沿电缆沟、电缆桥架、穿管埋地、穿管沿墙或沿巷道壁挂等方式敷设，室外电缆敷设尽量采用电缆沟敷设，局部采用穿水泥排管或钢管埋地敷设。与电力电缆共沟时，应分层敷设；与电力桥架共用时，桥架中间加隔板或分层敷设；与热力或其他管道平行敷设时应保持一定的安全距离。

2.4.8.5 供配电电压及中性点接地方式

（1）供配电电压

矿山配电采用 AC10kV；井上低压动力设备采用 AC220/380V；井下掘进台车、凿岩台车等低压动力设备采用 AC380V；）电气照明：地面建筑采用 220/380V；地下坑内主要运输巷道及硐室采用 220V；由人行天井至采场工作面采用 36V。

（2）中性点接地方式：

10kV 采用中性点不接地系统，放射式配电；井下 380V 采用中性点绝缘系统；地面各种低压用电设备采用 380/220V 中性点接地系统。

井下主变（配）电所和直接从地面受电的高压馈出线上装设有选择性的单相接地保护，接地保护动作于信号；井下主变（配）电所向

移动变电站供电的高压馈出线装设有选择性的单相接地保护，保护无时限动作于跳闸。

井下低压馈出线装设绝缘监视装置，当绝缘下降至整定值时，由绝缘监视器发出可听和可见信号。

2.4.8.6 井下照明设施

(1) 在地表井口、井下各中段的马头门、井口车场均设置足够的照明；

(2) 电气照明：地面建筑采用 220/380V；地下坑内主要运输巷道及硐室采用 220V；由人行天井至采场工作面采用 36V。

2.4.8.7 电力负荷

本工程为地下开采，开采规模为矿石 30 万 t/a。井下主排水泵、主通风机、副井提升机、电梯井及灾变时使用的空压机均属一级用电负荷；井下的主要生产设备、充填系统等主要生产设备及照明设备属二级负荷；其它生产用电设备和生产辅助设施用电设备为三级负荷。根据主体专业和相关专业提供的资料，电力负荷按达产时的负荷计算，负荷计算结果见表 2.4-18、表 2.4-19。

本工程的采矿系统年总耗电量： $W_n=1584.4 \times 10^4 \text{ kW} \cdot \text{h}$ 。

表 2.4-17 一级负荷计算表

编号	名称	设备容量 (kW)		计算系数			计算负荷			备注
		总数	工作	Kc	cosΦ	tgΦ	P (kW)	Q (kvar)	S (kVA)	
	一级负荷									
1	离心泵	3×450	450	0.82	0.85	0.62	369.0	228.7		最大涌水
2	副井提升机	450	450	0.8	0.95	0.33	360.0	118.3		变频
3	电梯井	30	30	0.8	0.82	0.70	24	16.8		
4	空压机	3×132	132	0.8	0.85	0.62	105.6	65.45		
5	通风机	2×2×132	528	0.8	0.95	0.33	422.4	138.8		变频
	一级负荷合计	2754.0	1590.0		0.90		1281.0	568.0	1401.3	

表 2.4-18 负荷计算表

编号	名称	计算系数			计算负荷			备注
		Kc	cosΦ	tgΦ	P (kW)	Q (kvar)	S (kVA)	
一	副井提升机房 10kV 变配电室							
1.1	空压机站变电所							
1	空压机站							
1)	空压机（利旧）	0.8	0.8	0.75	211.2	158.4		2 用 1 备
2)	副井井口液压站	0.8	0.8	0.75	6.0	4.5		
3)	储水池潜水泵	0.8	0.8	0.75	60.0	45.0		1 用 1 备，带电控

编号	名称	计算系数			计算负荷			备注	
		Kc	cosΦ	tgΦ	P (kW)	Q (kvar)	S (kVA)		
4)	照明及其他	0.9	0.9	0.48	9.0	4.4			
	小计				286.2	212.3	356.3		
2	机械澄清池								
1)	澄清池搅拌机	0.8	0.8	0.75	2.4	1.8		带电控	
2)	排泥泵组	0.8	0.8	0.75	1.8	1.4		1用1备，带电控	
	小计				4.2	3.2	5.3		
	低压负荷合计				290.4	215.4	361.6		
	乘以同时系数KΣp=0.9, KΣq=0.95				261.4	204.7	332.0		
	无功功率补偿					-100			
	补偿后负荷		0.92		261.4	104.7	282		
	变压器损失				2.8	14.1			
	10kV 侧负荷		0.90		264.2	118.7	289.7		
1.2	高压设备(10kV)								
1	副井提升机	0.8	0.95	0.33	360.0	118.3		变频，带电控	
	小计				360.0	118.3	378.9		
	副井提升系统负荷合计		0.93		624.2	237.1	667.7		
二	主井提升系统（利旧）								
2.1	低压设备(380V)								
1	液压站油泵系统电动机	0.8	0.8	0.75	3.2	2.4		1用1备	

编号	名称	计算系数			计算负荷			备注	
		Kc	cosΦ	tgΦ	P (kW)	Q (kvar)	S (kVA)		
2	桥式起重机	0.2	0.5	1.73	8.6	14.9			
3	照明及其他	0.9	0.9	0.48	18.0	8.7			
	小计				29.8	26.0	39.6		
	变压器损失				0.4	2.0			
	10kV 侧负荷		0.71		30.2	28.0	41.2		
2.2	高压设备(10kV)								
1	主井提升机	0.8	0.95	0.33	720.0	236.7		变频，带电控	
	小计				720.0	236.7	757.9		
	主井提升系统负荷合计		0.94		750.2	264.6	795.5		
三	井下中央变电所								
3.1	采区变电所								
1	掘进台车	0.5	0.86	0.59	30.0	17.8			
2	天井工作平台	0.5	0.86	0.59	1.5	0.9			
3	井口液压站	0.8	0.8	0.75	14.8	11.1			
4	凿岩台车	0.5	0.86	0.59	36.0	21.4			
5	砼喷机	0.5	0.86	0.59	2.8	1.6		1用1备	
6	电动装岩机	0.5	0.86	0.59	13	7.7		1用1备	
7	振动给矿机	0.5	0.86	0.59	5.5	3.3		1用1备	
8	FK-1N0.3.5 型局扇	0.7	0.89	0.51	14.7	7.5		7用3备	

编号	名称	计算系数			计算负荷			备注	
		Kc	cosΦ	tgΦ	P (kW)	Q (kvar)	S (kVA)		
9	FK-1N0.5 型局扇	0.7	0.89	0.51	69.3	35.5		9 用 3 备	
10	-220m 中段无轨设备检修硐室	0.5	0.75	0.88	35.0	30.9			
11	照明及其他	0.9	0.9	0.48	18.0	8.7			
	小计				240.6	146.4	281.6		
	乘以同时系数 KΣp=0.9, KΣq=0.95				216.5	139.1	257.3		
	变压器损失				2.6	12.9			
	10kV 侧负荷		0.80		219.1	151.9	266.6		
3.2	破碎变电所								
1	破碎变电所								
1)	板式给料机	0.65	0.9	0.48	19.5	9.4		变频	
2)	鄂式破碎机	0.5	0.62	1.27	80.0	101.2			
3)	D0 胶带机	0.65	0.75	0.88	12.0	10.6			
4)	除尘器	0.8	0.8	0.75	72.0	54.0			
5)	起重机	0.2	0.5	1.73	8.5	14.7			
6)	电动葫芦	0.2	0.5	1.73	1.7	2.9			
7)	粉矿回收离心泵	0.8	0.82	0.70	29.6	20.7		1 用 1 备	
8)	照明	0.65	0.7	1.02	6.5	6.6			
	小计				229.7	220.1	318.2		

编号	名称	计算系数			计算负荷			备注	
		Kc	cosΦ	tgΦ	P (kW)	Q (kvar)	S (kVA)		
2	皮带道								
1)	振动给料机	0.65	0.9	0.48	11.7	5.7		变频	
	附：电液动推杆	0.2	0.5	1.73	2.2	3.8			
2)	D1 胶带机	0.65	0.75	0.88	19.5	17.2			
3)	计量硐室液压站	0.8	0.8	0.75	14.8	11.1			
4)	电动葫芦	0.2	0.5	1.73	0.7	1.2			
5)	照明	0.65	0.7	1.02	6.5	6.6			
	小计				55.4	45.6	71.7		
	低压负荷合计				285.1	265.7	389.7		
	乘以同时系数 KΣp=0.9, KΣq=0.95				256.6	252.4	359.9		
	变压器损失				3.6	18.0			
	10kV 侧负荷				260.2	270.4	375.3		
3.3	-130m 中段通风变电所								
1	矿用风机	0.8	0.95	0.33	422.4	138.8		变频	
2	照明及其他	0.9	0.9	0.48	18.0	8.7			
	小计				440.4	147.6	464.5		
	变压器损失				4.6	23.2			
	10kV 侧负荷		0.93		445.0	170.8	476.7		

编号	名称	计算系数			计算负荷			备注	
		Kc	cosΦ	tgΦ	P (kW)	Q (kvar)	S (kVA)		
3.4	水泵房中央变电所								
1	低压设备 (380V)								
1)	副井井底水窝潜水泵	0.8	0.82	0.70	3.2	2.2		1 用 1 备	
2)	真空泵	0.8	0.82	0.70	8.8	6.1		1 用 1 备	
3)	电动阀	0.2	0.5	1.73	3.6	6.2			
4)	电动截止阀	0.2	0.5	1.73	0.5	0.9			
5)	电动配水阀	0.2	0.5	1.73	1.76	3.0			
6)	液压站	0.8	0.82	0.70	6.0	4.2			
8)	电梯井	0.8	0.82	0.70	24	16.8			
9)	照明	0.9	0.9	0.48	9.0	4.4			
	小计				56.9	43.8	71.8		
	变压器损失				0.7	3.6			
	10kV 侧负荷		0.75		57.6	47.4	74.6		
2	高压设备 (10kV)								
1)	离心泵	0.82	0.85	0.62	369	229		1 用 2 备	
	小计				369.0	228.7	434.1		
	水泵房中央变电所负荷合计		0.82		1350.9	869.2	1606.4		

编号	名称	计算系数			计算负荷			备注	
		Kc	$\cos \Phi$	$\tan \Phi$	P (kW)	Q (kvar)	S (kVA)		
四	副井预热变电所								
1	副井电加热机组	0.9	1.0	0.00	2235.6	0.0			
2	斜坡道口电加热机组	0.9	1.0	0.00	699.3	0.0			
3	照明及其他	0.9	0.9	0.48	18.0	8.7			
	小计				2952.9	8.7	2952.9		
	变压器损失				29.5	147.6			
	10kV 侧负荷		1.00		2982.4	156.4	2986.5		
五	充填站（利旧）								
1	膏体浓密机	0.65	0.65	1.17	24.1	28.1	37.0		
2	循环泵	0.8	0.9	0.48	14.8	7.2	16.4	变频	
3	上破拱	0.65	0.65	1.17	5.2	6.1	8.0		
4	下破拱	0.65	0.65	1.17	9.8	11.4	15.0		
5	出料皮带机	0.65	0.9	0.48	3.6	1.7	4.0	变频	
6	0号皮带机	0.65	0.75	0.88	9.8	8.6	13.0		
7	立式渣浆泵	0.3	0.8	0.75	11.1	8.3	13.9		
8	除尘器	0.65	0.65	1.17	3.9	4.6	6.0		
9	微粉称含稳流给料装置	0.65	0.9	0.48	10.0	4.8	11.1	变频	
10	U型螺旋	0.65	0.65	1.17	9.8	11.4	15.0		

编号	名称	计算系数			计算负荷			备注	
		Kc	cosΦ	tgΦ	P (kW)	Q (kvar)	S (kVA)		
11	罗茨风机	0.65	0.65	1.17	4.9	5.7	7.5		
12	搅拌桶	0.65	0.8	0.75	29.3	21.9	36.6		
13	搅拌桶	0.65	0.8	0.75	35.8	26.8	44.7		
14	皮带计量称	0.65	0.65	1.17	3.6	4.2	5.5		
15	加药装置	0.2	0.5	1.73	2.2	3.8	4.4		
16	加压泵	0.8	0.8	0.75	8.8	6.6	11.0		
17	起重机	0.2	0.5	1.73	0.8	1.5	1.7		
18	电动阀	0.2	0.5	1.73	0.2	0.3	0.4		
19	电磁阀	0.2	0.5	1.73	0.2	0.3	0.3		
20	电磁阀	0.2	0.5	1.73	0.0	0.1	0.1		
21	气动阀	0.2	0.5	1.73	0.1	0.2	0.2		
22	照明	0.9	0.9	0.48	4.5	2.2	5.0		
23	其它	0.8	0.8	0.75	8.0	6.0	10.0		
	小计				200.2	171.8	263.8		
	采矿系统负荷总计		0.96		5907.9	1699.1	6147.4	Ijs=	354.9A

2.4.8.8 防雷

35kV 总降压变电所按一类防雷建筑物进行设防。经由地面架空线路引入井下的供电电缆，在架空线与电缆连接处、井下变电所一次配电母线侧及与一次母线相接且电缆线路较长的旋转电机的机旁机柜内部，均装设避雷装置。

36V 以上及由于绝缘损坏而带危险电压的电气装置、设备的外露可导电部分和架构等均接地。

井下各开采水平的主接地装置和所有局部接地装置通过接地干线相互连接，构成一个开采水平的井下总接地网。井下各开采水平总接地网之间通过接地干线相互连接。

在水泵房水仓中设两组主接地极，当任一组主接地极断开时井下总接地网上任一接地点测得的接地电阻不大于 2Ω 。每一移动式 and 手持式电力设备与最近的接地间的保护接地电缆芯线和其他接地线的电阻值不大于 1Ω 。

2.4.8.9 接地

10kV 采用中性点不接地系统，放射式配电；井下 380V 采用中性点绝缘系统；地面各种低压用电设备采用 380/220V 中性点接地系统。

井下主变（配）电所和直接从地面受电的高压馈出线上装设有选择性的单相接地保护，接地保护动作于信号；井下主变（配）电所向移动变电站供电的高压馈出线装设有选择性的单相接地保护，保护无时限动作于跳闸。

低压电器设备均用保护接地装置，接地装置的接地保护电阻不大于 4 欧姆。井下采用三相三线制中性电绝缘系统，所有井下有金属外壳的电机设备均有良好接地保护，井下总接地网接地电阻不得大于 2 欧姆。

2.4.9 防排水与防灭火系统

2.4.9.1 矿井排水量计算

排水系统采用一段直排方式。在-260m 中段副井附近设水仓和水泵房，

井下涌水和生产废水等通过巷道和泄水井自流进入水仓，然后通过泵站经副井排至地表蓄水池。副井井口标高 288.62m。

根据矿区水文地条件，结合矿山设计开采设计方案，矿坑涌水量主要由地下水涌水量组成。井下涌水量见表 2.4-19。

表 2.4-19 -260m 水平涌水量表

排水水平	地下水涌水量 (m ³ /d)		生产废水量 (m ³ /d)	充填渗水 (m ³ /d)	矿坑总排水量 (m ³ /d)	
	正常	最大			正常	最大
-260m	1805	2106	236	15	2055	2356

2.4.9.2 井下排水系统

排水系统采用一段直排方式。在-260m 中段副井附近设水仓和水泵房，井下涌水和生产废水等通过巷道和泄水井自流进入水仓，然后通过泵站经副井排至地表蓄水池。

2.4.9.3 防排水设备设施

(1) 井下排水泵及排水管路

-260m 排水泵房内设 MD155-67×10 型多级离心泵 3 台，正常涌水量及最大涌水时均 1 台工作（小时排水能力 155m³/h），1 台备用，1 台检修。水泵性能设置满足矿山井下排水要求。

排水泵采用无人值守在线集控系统。-260m 中段水泵房实现无人值守，水泵站的水泵、电机、阀门实现远程控制；配水井液位、排水流量、压力等工艺参数远程监测及调节；对井下涌水量进行监控，实时了解供水和回水量。

水泵性能规格见表 2.4-20。

表 2.4-20 水泵性能规格表

型号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	功率 (kW)	电压 (V)
MD155-67×10 型多级离心泵	155	670	450	1000
MD46-50×3 型多级离心泵	46	150	37	380
BQS15-30-4/B(M) 型潜水泵	15	30	4	380

-260m 水泵房设置 2 条 $\Phi 219 \times 9$ 无缝钢管，排水管路沿副井敷设至地表蓄水池。1 条工作，1 条备用。排水管道阀门及管路附件均按排水管道最大工作压力考虑，满足安全使用要求。

2.4.9.4 突水预防措施

矿区水文地质条件中等，结合矿山多年开采积累的防治水经验，重点要采取以下防治水措施：

(1) 设计采用充填法开采，在开采区域顶部留设 10m 厚度的矿柱，同时矿山生产过程中要及时充填采空区，减少采场暴露时间，并保证充填接顶率，可以有效控制导水裂隙带发育高度，大大减少大气降雨进入井下的通道。

(2) 矿山在基建生产、巷道掘进过程中要注重探放水，要坚持“预测预报，有疑必探、先探后掘、先治后采”的十六字方针，在接近断层破碎带及其他可疑富水区域时，必须实施超前探水，彻底摸清水文地质条件，根据实际情况调整防治水措施，保证安全生产。超前探水要严格按照《金属非金属地下矿山防治水安全技术规范》（AQ2061-2018）中井下探放水相关规定执行，在采掘工作面探水前，要由专业技术人员编制详细的探放水设计，确定探放水技术参数，并制定安全技术措施。本次设计确定探放水的主要原则如下：

1) 超前探放水钻孔一般沿巷道轴向呈扇形布置（ $1^\circ \sim 3^\circ$ ），钻机在巷道一侧的探水硐室中施工，硐室规格为 $4\text{m} \times 3\text{m} \times 2.8\text{m}$ ，一般不支护。硐室内原则上布置 4 孔，当遇有水压高、水量大的情况时，需增加钻孔数量，并利用探水孔进行放水。

2) 探水线至可能的富水区域最小距离不得小于 20m，探水钻孔开孔孔径为 76mm，终孔孔径为 56mm，设计孔深 60m。

3) 探水钻孔超前距离和止水套管长度要求，根据现场揭露情况按照表 2.4-21 确定。

表 2.4-21 岩层中探水钻孔超前钻距和止水套管长度

水压 (MPa)	钻孔超前钻距 (m)	止水套管长度 (m)
<1.0	>10	>5
1.0~2.0	>15	>10
2.0~3.0	>20	>15
>3.0	>25	>20

4) 钻进时发现矿岩松软破碎、钻孔中水压、水量突然增大和顶钻等异常时,应立即停钻,记录其孔深并固定好钻杆,但不得拔出钻杆。应立即汇报,派人监测水情。如发现情况危急,应立即撤出所有受水威胁区域的人员,并采取措施进行处理。

5) 钻孔见水后,应尽量控制泄水水量,若流量太大,使得继续钻进难以进行,或者可能超出矿井排水能力时,应关闭孔口闸阀,终止钻进。

6) 探水过程中,要根据实际情况调整探水方案,视探水孔涌水情况选择加密疏干放水或注浆堵水措施,确保掘进安全。回采至富水区域时,根据探明的水文地质条件,必要时要留设防水矿柱。

(3) 井下老采空区已经充填处理,但矿山在开采过程中,仍要加强探水工作,摸清地下采空区及含水层的水情,并根据实际水文地质条件,及早采取措施,对矿山排水系统的设防能力进行调整。

(4) 采掘过程应密切注意采空区积水。掘进工作面或其他地点发现透水预兆时,如出现工作面“出汗”、顶板淋水加大、空气变冷、产生雾气、挂红、水叫、底板涌水或其他异常现象,必须立即停止工作并报告主管矿长,采取措施。如情况紧急,必须立即发出警报、撤出所有受水威胁地点的人员。

(5) 矿区水文地质条件中等,矿山应建立“三专两探一撤”制度,配备防治水专业技术人员,配备专用探放水设备并建立专门的探放水作业队伍。

(6) 随着矿山开采深度逐渐增大,采空区及其周围可能产生下沉或塌陷,并诱发产生裂隙,导致矿井内充水量增多,矿山应密切注意采空区及坑道涌水量的变化(尤其是雨季),建立完善的排水系统。

(7) 矿山要加强矿坑涌水量观测研究工作，特别是雨季时，要注意对坑内涌水量、水位的监测，以指导矿山排水和防水工作。

2.4.9.5 排泥设施及排泥方式

井下采用充填法回采，井下充填渗水中含泥沙量较大。设计井下排泥量按照充填量的 3% 计算，沉泥量 $9\text{m}^3/\text{d}$ 。设计采用的清泥措施：

1) 在各中段中段运输巷道处设采区沉淀池，设 2 条采区沉淀池，规格不小于长 $\times$ 宽=10m $\times$ 5m，沉淀粗颗粒泥砂，以避免泥砂堵塞巷道水沟。

2) 在-260m 中段水仓前端设沉淀池，每条沉淀池的规格长 $\times$ 宽均为 10m $\times$ 5m，沉淀汇水中的全部较细颗粒（ $<0.1\text{mm}$ 的泥砂）。沉淀池一组使用，一组清理；

3) 沉淀池及水仓采用装载机清理，利用 WJ-2 型柴油铲运机将淤泥铲运转载至无轨胶轮车，运至充填水平后充入出矿完毕后的采场内。

2.4.9.5 水仓

在-260m 中段副井附近设两条相互独立的水仓，井下正常排水量为 $2055\text{m}^3/\text{d}$ ($85.63\text{m}^3/\text{h}$)，水仓净断面尺寸为 3000mm $\times$ 3000mm（宽 $\times$ 高），净断面面积为 8.36m^2 ，水仓总长度为 85m，总容积为 710.6m^3 ，水仓有效容积为 604m^3 ，可以容纳井下 4h 以上正常排水量，满足安全规程要求。

2.4.9.6 井下消防供水系统

(1) 井下消防用水量

井下设备用水量为 $238\text{kg}/\text{min}$ ，除尘用水 $41\text{t}/\text{d}$ 。消防用水按照 1 处用水考虑，耗水量为 $2\times 10\text{L}/\text{s}$ ，供水时间不小于 3h。

(2) 井下消防系统

井下生产用水和消防用水要求，井下供水主管选用 $\Phi 159\times 7$ 无缝钢管 1 条，沿副井敷设至井下。在各中段马头门处设置减压阀，以满足各用水点的

水压要求，中段供水干管选用 $\Phi 133 \times 4$ 无缝钢管 1 条，满足生产要求。

井下中段生产供水管兼作消防水管，每隔 100m 安装 DN65 支管和阀门。主要中段井底车场及无轨设备检修硐室的供水管路上设丙型单栓室内消火栓箱，箱内配消火栓、水带和水枪。消火栓设置间距 100m。

（3）矿山自燃倾向性

矿山开采对象为铁矿，无自燃倾向。

2.4.10 排土场（废石场）

将掘进废石及干选废石做充填采空区材料。

2.4.11 矿山专用安全保障系统

2.4.11.1 监测监控系统

监测监控系统是由上位监控机、传输接口、传输线缆、监控分站、传感器等设备及管理软件组成的系统，具有信息采集、传输、存储、处理、显示、打印和声光报警功能。

（1）监控中心

在地表工业场地办公楼内一层设置地表监控中心，内设监测主机 2 台（有毒有害气体、通风以及地表沉降），视频监控系统主机 2 台，各系统监控主机均按热备冗余配置。同时地表监控中心内设置人员定位系统、通信联络系统、应急广播系统、声光报警系统等系统相关设备（详见通信专业相关章节描述）。

地表监控中心负责监控监控系统风速、风压、风机开停、地表沉降、有毒有害气体浓度等相关参数和视频画面的集中监控、报警，以及监测数据和视频画面的集中存储、分析，数据保存时间不少于 1 个月。另外，还具备生产指挥调度、应急抢险等功能。

监测监控系统具备的主要功能有：显示功能、用户权限管理功能、自

检功能以及报警功能。

1) 显示功能：可实时多屏显示，提供动态图形、实时数据、历史数据、参数曲线、报表显示及模拟光柱显示；

2) 用户权限管理功能：系统能提供统一标准的登录画面和应用画面模板，向不同用户开放不同的权限，让不同职能的人各司其职，提高监控管理的规范性和安全性；

3) 自检功能：系统可对监控分站、传感器电源、传感器及传输电缆进行自动诊断，并能提供异常报警；

4) 报警功能：当测量参数超出规定值时或检测到设备故障时，发出报警信号；

5) 参数归档和存储功能。

(2) 现场监测设备

监测监控现场设备包括有毒有害气体浓度监测、通风系统监测、地表沉降监测、井下爆破器材库环境参数监测及矿山视频监控等现场设备。

1) 有毒有害气体浓度监测

①便携式气体检测报警仪

井下每个掘进队、爆破工作面人员配一台便携式三合一气体检测报警仪，并根据生产岗位管理的需要，对每班下井带班领导、班组、安全员等也配备便携式三合一气体检测报警仪，考虑一定富裕量，本工程共设置 20 台。

便携式气体检测报警仪能同时检测 CO 浓度、O₂ 浓度、NO₂ 浓度，并且具有参数设置和声光报警功能，当有毒有害气体浓度超出规定值范围时（CO 的报警浓度设定为 24ppm，O₂ 的报警浓度为低于 20%Vol，NO₂ 的报警浓度设置为 2.5ppm），产生声光报警信号，提醒作业人员远离有害区域，并采取相应措施，确保爆破、通风以后人员进去时的安全。

②固定式有毒有害气体传感器

在每个生产中段和分段的进、回风巷靠近采场位置处以及在独头掘进巷道，距离回风出口 5m~10m 回风流处设置带就地显示及声光报警功能的矿用在线式二氧化氮传感器 9 台，一氧化碳传感器 9 台，氧气传感器 9 台。在带式输送机滚筒下风侧设置一氧化碳传感器及烟雾传感器各 1 台。当气体浓度超过规定值时由现场传感器及监控主机产生声光报警信号，提醒监控中心操作员采区措施降低有毒有害气体浓度，并让井下作业人员远离高浓度区域，确保井下人员安全。

井下各水平有毒有害气体浓度传感器设置数量见表 2.4-22 所示。

表 2.4-22 井下各水平有毒有害气体浓度传感器分布表

安装位置	监测项目				
	一氧化碳	二氧化氮	氧气	烟雾	备注
-220m中段	3	3	3		
-240m分段	3	3	3		
-260m中段	3	3	3		
皮带道水平	1			1	
合计	10	9	9	1	

③传感器设置原则

- 每个生产中段和分段的回风巷靠近采场位置设置传感器；
- 压入式通风的独头掘进巷道，应在距离回风出口 5m-10m 回风流中设置传感器；
- 掘进天、溜井时，应按照独头掘进巷道的要求设置传感器；
- 在靠近采场附近设置传感器，确保远离爆破振动区；
- 在生产过程中，在线监测点可根据实际生产的需要按照规程要求增设传感器；

抽出式和混合式通风的独头掘进巷道，应在风筒出风口后 10m~15m 处设置传感器。

2) 通风系统监测

井下通风采用集中通风方式。主要监测内容包括：风速、风压及风机开停监测。

①风速风压传感器布置原则

- a. 井下总回风巷、各个生产中段和分段的回风巷应安装风速传感器；
- b. 各个中段的天井联络道应安装风速传感器；
- c. 主要通风机应设置风压传感器；
- d. 根据《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 确定各个中段（分段）的风速报警值。井巷断面平均风速限值见表 2.4-23。

表 2.4-23 井巷断面平均风速限值表

名称	最高风速 (m/s)
专用风井，专用总进、回风道	20
用于回风的物料提升井	12
提升人员和物料的井筒，中段主要进、回风道，修理中的井筒，主要斜坡道	8
运输巷道，采区进风道	6
采场	4

②风速、风压、开停传感器布置

投产状态下在井下各开采水平的通风巷道、风机机站处共设置 7 台风速传感器、1 台风压传感器及 19 台风机（包括局扇）开停传感器。

井下各水平风速、风压传感器、风机开停设置数量见表 2.4-24。

表2.4-24 通风监测井下传感器数量分布表

中分段	风速	风压	开停	备注
-130m 中段	3	1	2	

-180m 中段	1			
-220m 中段	1			
-260m 中段	2			
溜破系统			1	
辅助通风、局部通风			16	
合计	7	1	19	

③风速、风压、开停传感器的安装

a. 风速传感器设置在井下总回风巷、各个生产中段和分段的回风巷处。传感器设置在巷道前后 10m 内无分支风流、无拐弯、无障碍、断面无变化、能准确计量风量的地点。

b. 风压传感器设置在主通风机处。

c. 主通风机和局扇均安装开停传感器。风机开停传感器安装在每台风机的电机靠近风机的主回路上。

3) 地表沉降监测

鉴于充填法采矿工艺，需对地表沉降进行监测。设计采用 GNSS 方式对地表岩体移动监测范围内相关监测点的沉降进行实时监测，根据观测精度要求，在重点地表构筑物附近设置 GNSS 监测点，共计 4 个监测点。另外，在地表岩体移动监测范围外的安全区域设置 1 个永久性基准点。监测点的数量可以根据当地地形条件及管理需要进行增减。

GNSS 监测点及基准点处的接收机实时接收 GNSS 信号，并通过 4G 网络将定位信息上传至用户服务器，监测点之间无需通视。通过用户服务器对上传数据进行实时分析，获取各监测点的变化量，对沉降趋势做出预测和报警，在监控主机上可以对地表沉降的趋势以及预警事件、报警事件进行查看、查询，另外安全监测技术人员、领导只要佩戴装有专用 APP 的手机，即可随时查询上报记录，及时了解现场情况，出现异常情况时，及时探勘

现场情况，做出合理治理方案。

4) 井下爆破器材库环境参数监控

根据规范要求，在-130m 中段爆破器材库内设置矿用本安型温湿度传感器，用于爆破器材库内温湿度的实时检测，检测信号通过监控分站传输至地表监控中心内集中显示，并能在爆破器材库值班室内显示和报警。

5) 矿山视频监控

视频监控系统采用网络型高清数字视频系统，视频信号通过网络传输，在网络硬盘录像机内存储，通过视频监控主机或监控电视等终端设备显示，井上、井下所有与安全避险“六大系统”相关的摄像机视频图像均在地表监控中心内集中显示，并在主、副井提升机操作室内均设置监控电视，用以监视井口、井下提升各中段马头门和装、卸矿点的监控图像。

6) 信号传输网络

本工程信号传输网络统筹考虑监测监控、人员定位以及无线通信联络等系统的信号传输，采用三层拓扑结构，主干网络为千兆网络，全矿网络核心设置于办公楼监控中心机房内，内设千兆核心交换机、网络管理主机、光纤配线架、网络机柜等设备，核心交换机下行光缆到汇聚交换机。

地表网络采用星型拓扑结构，根据设备接入需求在各车间以及办公楼内配置汇聚交换机、接入交换机等设备，并在办公楼、各车间值班室及操作室内设置标准 RJ45 接口网络信息插座，使网络覆盖整个厂区。

井下环网光缆由副井及回风井分别敷设至井下各中段汇聚交换机，形成千兆环网，保证信号传输稳定、可靠。本工程在井下-130m 中段、-220m 中段、-260m 中段各设一台汇聚交换机，根据各设备的接入需要在其余采矿分段设置接入交换机，网络覆盖整个井下。

井下氧气、一氧化碳、二氧化氮、温湿度、风速、风压、开停、烟雾传感器均通过矿用铠装总线接入监控分站内（距离不超过 2km），通过监控分站将检测信号转换为 TCP/IP 协议信号后经由井下监控网络送至地表监控中心内。

（3）设备选型

便携式气体检测报警仪、在线式氧气浓度、二氧化氮浓度、一氧化碳浓度、大气压力、温湿度、风速、风压、开停、烟雾传感器、监控分站及井下相关设备，以及用于信号传输的光缆及线缆均选用具有矿用安全标志的产品。

所有传感器信号输出接口均选用 RS485 接口，具体参数如下：

- 1) 风速传感器选用 GFW15 型；
- 2) 风压传感器选用 GPD5000F（A）型；
- 3) 风机开停传感器选用 KGT9 型；
- 4) 氧气传感器选用 GYH25 型；
- 5) 温湿度传感器选用 GWSD100/100 型；
- 6) 一氧化碳传感器选用 GTH500 型；
- 7) 二氧化氮传感器选用 GEDH20 型；
- 8) 烟雾传感器选用 GQQ5（A）型。

监控分站选用 KJ973-F2 型，具备 RS485 端口，TCP/IP 通信接口，带 LCD 液晶显示，输入电压：220VAC，功耗：≤70W，配带能保证连续工作 2h 以上的备用电源，分站内可集成监测监控模块、无线通信模块，根据分站在现场实际安装位置的功能需求配置模块类型，监测监控模块支持 16 路总线型传感器信号接入，无线通信模块支持半径 200m 范围内的 WiFi 信号覆

盖。

地表沉降 GNSS 监测站，支持三星多频(GPS/GL0/BDS)，水平精度：±3mm，高程精度：±5mm，具备以太网通信接口且支持 4G 网络通信，监测站具备太阳能供电装置（无阳光时可正常工作 72 小时以上）以及防雷装置，并且配套专用的数据解算及监控软件。

便携式三合一气体检测报警仪选用 CD3 型多参数气体检测仪。

井下传感器信号传输线缆采用计算机电缆 MDJYPV 型以及 485 总线线缆 M HYVP 型，供电线缆选用 MYJY 型，光缆选用单模 MGTSV 型，所有线缆需满足低烟无卤（WD）要求，并根据敷设路径采用钢带铠装或细圆钢丝铠装。

（4）设备电源

在线式风速、风压、开停、氧气浓度、二氧化氮浓度、一氧化碳浓度、温湿度、烟雾传感器均由监控分站通过 RS485 总线供电，监控分站电源选用 AC220V，引自专用电源且监控分站自带后备电池，在供电电源中断后，能连续工作 2h。

GNSS 监测站通过太阳能装置进行供电，在无阳光时可正常工作 72 小时以上。

地表监控中心设备所用电源，均由就近低压配电室配电，并配置不间断电源，保证中断供电电源后，监控中心内监控设备能正常工作 2 小时，防止突然停电时的数据丢失。

（5）接地

井下所有监测监控设备的金属外壳及电缆、光缆的金属配件、外皮等均应采用-14×4 的热镀锌扁钢与接地干线可靠连接，接地电阻不大于 2Ω ，井下移动式监测监控设备与接地网之间的保护接地线电阻不应大于 1Ω 。

地表监控中心设备接地与电气专业共用接地系统，接地电阻不大于 $4\ \Omega$ ，确保满足设备工作接地、屏蔽接地和保护接地要求。

(6) 线路敷设

井上线缆采用架空、直埋或沿电缆沟方式敷设，井下线缆采用巷道壁挂方式敷设，敷设在水平巷道或小于 45° 巷道内的信号电缆、动力电缆、光缆等吊挂在巷道侧壁上，动力电缆悬挂点之间的距离小于 3m，信号电缆和光缆悬挂点之间的距离小于 1.5m，与巷道周边最小净距离大于 50mm，在竖井里敷设时，电缆卡子、卡箍之间的距离小于 6m。

光缆、信号电缆与电力电缆敷设在巷道的同一侧时，应敷设在电力电缆上方，与电力电缆间距不小于 0.1m；与电力电缆敷设在同一井筒内时，间距不小于 0.3m。

2.4.11.2 人员定位系统

(1) 系统组成

本次设计采用基于 UWB 技术的精准定位方式，系统由井上和井下两大部分组成。

井上部分是整个系统的核心，设置在办公楼监控中心内，由人员定位主机（双机热备）、UPS 电源（备用供电时间大于 2 小时）等设备以及配套人员定位系统软件组成，主要负责整个系统的综合管理和监控，并在矿山出入井处设置唯一性检测装置（具有人脸识别、酒精检验的闸机系统）以及验证显示装置，用于人卡合一验证、酒精检测，并在显示装置上提示结果。

井下部分设备由读卡分站、人员识别卡等设备组成，用于井下 UWB 信号的覆盖、人员识别定位以及数据传输。

所有数据通过人员定位主机进行管理，保存井下人员数据信息时间不

少 3 个月，并做好备份，备份数据保存 6 个月以上，作为人员调度管理依据。

（2）系统功能

1) 实时监控：对标识卡位置进行实时定位，以二维或三维图像实时显示井下人员分布情况，对各区域人数进行自动统计，对人员出 / 入井时刻、出 / 入重点区域时刻、出 / 入限制区域时刻进行记录，并且还可以监视每个读卡分站以及标识卡的状态。

2) 轨迹回放：可对人员的运动轨迹进行跟踪回放，掌握其详细工作路线和时间，在进行救援或事故分析时可提供有效的线索或证明。

3) 报警功能：井下人员出现异常情况时，可通过标识卡向系统发出报警求救信号，地面监控界面立即显示出报警提示，对警报发出人和所在地点一目了然。并且系统还具备区域超员报警、人员脱岗报警、违章进入报警（包括禁止进入和限制进入）、驻留超时报警、设备故障报警、标识卡报警等，所有报警信息均会进行记录，可以通过人员定位管理主机进行查询。

4) 紧急撤离：地面人员掌握到异常情况，需要指挥井下人员迅速撤离时，可通过系统向所有标识卡发出紧急指令，并可动态掌握撤离进行情况。

5) 考勤统计：系统详尽记录了所有井下人员的工作时间，由此可方便地对个人、班组、部门进行考勤统计，或根据工种、职务等进行统计。

（3）读卡分站设置

读卡分站设置原则上实现各中段内 UWB 信号的全覆盖，每台读卡分站在直线距离上可以实现半径 200m 范围内的重叠 UWB 信号覆盖，读卡分站应

安装在便于读卡、观察、调试、检验，且围岩稳固、支护良好、无淋水、无杂物、不容易受到损害的位置。

本工程主要实现-260m、-220m、-180m、-130m 中段以及-240m 分段的信号覆盖，信号覆盖主要区域包括竖井井口、各中段马头门、巷道主要分叉口、进入采掘面入口、进入危险区域入口、进入废弃巷道入口、禁止进入区域入口、井下水泵房、中央变电所、各配电硐室、破碎硐室、避灾硐室、爆破器材库人员流动较大的巷道等工艺重点区域及关键位置。

生产状态下随着矿山生产进行根据实际生产的需要按规程要求增设读卡分站用于扩展 UWB 信号覆盖范围，以满足人员定位的需要。

（4）线路敷设及设备供电

读卡分站通过矿用铠装低烟无卤光缆串联就近接入各中段汇聚型交换机内，通过井下监测监控系统信号传输网络将人员定位信息传回地表监控中心内。

读卡分站配有不间断电源箱，在供电电源中断后，能连续工作 2h。

（5）人员标识卡配置

标识卡专人专卡，工作时不得与标识卡分离，工作不正常的标识卡不得使用，所有下井人员必须携带标识卡下井。

人员标识卡的数量，按照三班倒井下三班人员最大数为 78 人，并考虑不少于 10%的富余量，人员标识卡设置 90 张，人员标识卡数量可根据实际需求进行增减。

2.4.11.3 矿山专项安全保障系统

本工程紧急避险系统建设的内容包括：合理设置避灾路线、为入井人员提供自救器、建设紧急避险设施等。

(1) 紧急避险原则及避灾路线

1) 紧急避险原则

紧急避险遵循“撤离优先，避险就近”的原则。遇到紧急情况时，避灾人员应由最近的通地表的安全出口逃生。

2) 安全出口及避灾路线

铁矿有三个与地表相通的安全出口，即副井、回风井、斜坡道，副井、回风井内均设有梯子间，便于行人。

每个采场设置两个人行通风天井与中段运输巷道、回风巷道相通，作为安全出口。

生产中段分别通过石门、斜坡道联络道和副井、辅助斜坡道、盲风井相连通。

人员逃生线路如下：井下发生水灾时，人员由最近的安全出口逃生，井下发生火灾时，执行矿井火灾应急预案，向安全出口。

矿山应编制事故应急预案，制定各种灾害的避灾路线，并按照 GB/T14161-2008 的规定，做好井下避灾路线的标识。井巷的所有分道口要有醒目的路标，注明其所在地点及通往地面出口的方向，并定期检查维护避灾路线，保持其通畅。

(2) 自救器配置

根据《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》KA/T2033-2023，设计为每位入井人员配备额定防护时间不少于 30min 的自救器，并按入井总人数的 10%配备备用自救器，所有入井人员必须随身携带自救器。

压缩氧自救器性能规格见表 2.4-25。

表 2.4-25 压缩氧自救器性能规格表

名称	规格
型号	ZY-45
使用时间	45min
气瓶公称压力	20MPa
气瓶水容积	0.3L
质量	1.9kg
外形尺寸	168mm×76mm×222mm

压缩氧自救器具有三种供氧功能：定量供氧，自动补氧，手动补氧。呼吸采用双回路循环方式。使用安全、可靠。

压缩氧自救器为具有矿用产品安全标志的产品。每台压缩氧自救器仅供 1 人使用。压缩氧自救器具有三种供氧功能：定量供氧，自动补氧，手动补氧。呼吸采用双回路循环方式，使用安全、可靠。

（3）紧急避险设施

矿山在-260m 中段设置一座容纳 14 人的普通型避灾硐室。避灾硐室内的配备包括：不少于 26 人的自救器；CO、CO₂、O₂、温度、湿度和大气压的检测报警装置，在井下各避难硐室外设置 CO、CO₂、O₂、温度、湿度的检测装置，且能在避难硐室内显示和报警；额定使用时间不少于 96h 的备用电源；额定人数生存不低于 96h 所需要的食品 and 饮用水；逃生用矿灯，数量不少于 26 套；急救箱、工具箱、人体排泄物收集处理装置等设施设备。

（4）井下声光报警系统

在井下主要分叉巷道、进、回风巷靠近采场位置、人员集中点等地安装在线式风速、风压、开停、氧气浓度、二氧化氮浓度、一氧化碳浓度、温湿度、顶板位移、压力等各类传感器，其均配套有声光报警功能，通过RS485总线接入井下各中段监控分站内，在监测监控系统检测到异常或操作人员发现井下有危险情况时，通过系统联动或操作人员手动触发的方式由地表监控

中心发出报警信号，通过井下环网和监控分站将报警信号传送至井下各中段进行声光报警，警示井下相关工作人员。

随着矿山生产进行可根据实际生产的需要在井下各开采水平增设相应独立的矿用声光报警器与相关设备配套使用，确保声光报警信号能够警示井下相关工作人员。

（5）井下应急广播系统

井下应急广播系统在井下各中段主要巷道、硐室、人员集中点等处设置数字抗噪声高响度扩音话站，数字抗噪声高响度扩音话站之间采用光纤相连接，最后连接至各中段环网交换机，通过环网光缆与地面监控中心主机连接。在满足安全及生产前提下，数字抗噪声高响度扩音话站的安装位置可根据实际情况进行调整，

井下共设置 16 台矿用数字抗噪声高响度扩音话站，生产期状态下随着矿山生产进行根据实际生产的需要按规程要求在井下各开采水平增设相应的扩音话站。

每台数字抗噪声高响度扩音话站配套一台矿用隔爆本安电源，其供电引自专用电源，能连续工作2h以上。

线路敷设根据现场情况采用井筒卡架、穿管、巷道内吊挂敷设等形式。

2.4.11.4 压风自救系统

根据《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》AQ2034-2023 设计矿山压风自救系统。该系统是在矿山发生灾变时，为井下提供新鲜风流的系统，包括空气压缩机、送气管路、三通及阀门、油水分离器、压风自救装置等。

井下灾变时副井地表附近的空压机站作为压风自救系统气源。根据井下

最大班生产人员数，综合入井总人数按 1.5 倍计算灾变时井下最大用气量，供风量按每人不低于 $0.3\text{m}^3/\text{min}$ 计算，1 台空压机工作即能满足压风自救系统需要，其余备用。

压风自救系统管网与井下压缩空气管网共设一套。主管路为 $\Phi 159 \times 4.5$ 无缝钢管，各中段压风自救支管路采用 $\Phi 159 \times 4.5$ 无缝钢管。压风管道供气压力 0.7MPa。主压风管道中安设放水器及油水分离器。压风管道敷设至井下采掘作业场所、爆破时撤离人员集中地点等主要地点。各主要生产中段和分段进风巷道的压风管路上设置供气阀门，中段和分段间隔不大于 200m。独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处压风管道上安设一组供气阀门，相邻两组供气阀门安设间距不大于 200m。爆破时撤离人员集中地点的压风管道上安设一组供气阀门。井下爆破器材库、变电所、水泵房等主要硐室处压风管道上安设一组压风自救装置。随着掘进工作面的推进，不断将压风自救管路向前移设。

每组压风供水自救装置可同时提供六人使用。压风供水自救装置性能规格见表 2.4-26。

表 2.4-26 压风供水自救装置性能规格表

名称	规格
型号	ZYJ (A) 矿井压风供水自救装置
进水压力	0.1MPa~0.3MPa
进水水质	市政自来水
滤芯寿命	(家庭净水时) ≥ 3 年
系统供气压力	0.3MPa~1MPa
呼吸器调节压力范围	0.05~0.08MPa (手动式调压)
呼吸器供气量范围	30L/min~55L/min
供气方式	地面系统供气
消音能力	$< 70\text{dB (A)}$
操作方式	手动
防护方法	自吸过滤式口罩

名称	规格
输出压力	有压力表显示

设计采用的压风供水自救装置采用轻型呼吸面罩直接带在嘴上进行呼吸，还具有稳定调节压力、手动流量调节、三级消音、过滤、排水、防尘等六种功能，还能在弹簧管范围内自由活动，通过该装置输送新鲜空气，使避灾人员能长时间呼吸轻松，达到安全避险、稳定情绪的目的并满足安全使用要求。

根据设计规范，所有入井人员必须随身携带一台压缩氧自救器。并按入井总人数的 10%配备备用自救器。

2.4.11.5 供水施救系统

根据《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》KA/T2035-2023 设计矿山供水施救系统。该系统是在矿山发生灾变时，为井下提供生活饮用水的系统，包括水源、过滤装置、供水管路、三通及阀门等。

供水施救系统利用井下生产、消防供水管网。避险时在地面采用供水转换装置切断地面生产、消防给水水源，将其转换成生活用水，保证施救时的生活用水水质。井下开采供水主管路为Φ159×7 无缝钢管，沿副井敷设至井下。各中段供水管路采用Φ133×4 无缝钢管。

供水管道敷设应牢固平直，并延伸到井下采掘作业场所、爆破时撤离人员集中地点等主要地点。各主要生产中段和分段进风巷道的供水管道上安设的供水阀门，中段和分段间隔应不大于 200m。独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处供水管道上安设一组供水阀门，相邻两组供水阀门安设间距应不大于 200m。向随着掘进工作面的推进，不断将供水施救管路向前移设。爆破时撤离人员集中地点的供水管道上安设一组供水阀门。各中段供水施救系统要求布置在井底车场、采场及其他人员较集中的地点，设置

DN20 等径三通、阀门及供水施救站。保证在灾变期间能够实现提供应急供水。阀门及水龙头采用把手直推式，保证避险人员在使用装置时，阀门开关灵活，流水畅通。

2.4.11.6 通信联络系统

井下通信联络系统包括两部分：一部分为井下有线通信联络系统，另外一部分为井下无线通信联络系统。

（1）井下有线通信联络系统

井下有线通信联络系统分为地表和井下两部分。

本次设计在地表监控中心内新设一套调度电话系统，包括调度电话主机、录音服务器、电话调度台、电话系统管理主机、电话配线架及通信机柜等设备，电话终端均采用模拟终端，在地表和井下电话相对集中的位置设置电话分线箱，用于各电话终端的接入。

整个系统具备如下功能：通信终端与调度中心间实现双向语音无阻塞通信；调度中心能够发起组呼、全呼、强插、强拆、紧急呼叫及监听功能；终端设备向调度中心发起紧急呼叫功能；显示发起通信终端位置功能；通信记录存储查询功能；自动录音功能；终端间相互通信联络等功能。

（2）井下无线通信联络系统

本工程井下无线通信联络系统采用基于无线 WiFi 的通信方式。

系统由井上部分和井下部分两大部分组成。井上部分与有线通信联络系统共用一套设备，是整个系统的核心。井下部分由井下 WiFi 监控分站、WiFi 移动手持机组成。

通过在井下设置具有 WiFi 发射功能的监控分站，将 WiFi 信号引入井下，根据矿山实际情况，仅实现关键位置的 WiFi 信号覆盖，使用 WiFi 手机即可在 WiFi 信号覆盖区域内进行无线通信，实现无线电话之间、无线电话与有线电话之间的通信联络。

生产岗位以及调度人员的手持通信设备按专人专机考虑,本次设置 WiFi 手持机 10 部,手持机数量根据实际需要灵活增减。手持机具有防水、防腐、防尘功能。

2.4.12 压风及供水系统

2.4.12.1 压风设备及辅助设施

井下灾变时副井地表附近的空压机站作为压风自救系统气源。根据井下最大班生产人员数,综合入井总人数按 1.5 倍计算灾变时井下最大用气量,供风量按每人不低于 $0.3\text{m}^3/\text{min}$ 计算,1 台空压机工作即能满足压风自救系统需要,其余备用。

压风自救系统管网与井下压缩空气管网共设一套。主管路为 $\Phi 159 \times 4.5$ 无缝钢管,各中段压风自救支管路采用 $\Phi 159 \times 4.5$ 无缝钢管。压风管道供气压力 0.7MPa 。主压风管道中安设放水器及油水分离器。压风管道敷设至井下采掘作业场所、爆破时撤离人员集中地点等主要地点。各主要生产中段和分段进风巷道的压风管路上设置供气阀门,中段和分段间隔不大于 200m 。独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处压风管道上安设一组供气阀门,相邻两组供气阀门安设间距不大于 200m 。

2.4.12.2 供水系统及设备

供水施救系统利用井下生产、消防供水管网。避险时在地面采用供水转换装置切断地面生产、消防给水水源,将其转换成生活用水,保证施救时的生活用水水质。井下开采供水主管路为 $\Phi 159 \times 7$ 无缝钢管,沿副井敷设至井下。各中段供水管路采用 $\Phi 133 \times 4$ 无缝钢管。

2.4.13 安全管理及其他

2.4.13.1 机构设置

本铁矿实行矿长负责制,对企业进行管理。设矿长 1 名,副矿长 3 名,

总工程师 1 名。下设采矿车间、机修车间、动力车间、生产技术管理部、人力资源部、财务部、办公室等管理机构。车间内实行工段、班组进行生产组织管理。

2.4.13.2 安全管理人员及技术人员配备

设矿长 1 名，副矿长 3 名，总工程师 1 名，安全副总 1 名，安全管理人员 3 名，注册安全工程师 1 名，采矿专业技术人员 1 名，测量专业技术人员 1 名，工程测量员 1 名。

2.4.13.3 工作制度

矿山主要生产岗位采用连续工作制度，年工作 330 天，每日 3 班，每班 8 小时；辅助生产岗位采用间断工作制度，年工作 330 天，每日 1 班或 2 班，每班 8 小时。

2.4.13.4 劳动定员

本项目采矿生产工艺比较复杂、选矿生产工艺相对简单，采矿主要生产岗位技术要求高。要求所有操作人员必须是该岗位的称职人员。矿山在生产前对新招募人员都要经过培训，达到岗位技能要求考试合格后才能上岗：

采矿生产人员 149 人，其中管理及服务人员 15 人。

2.4.13.5 投资估算

本铁矿改建项目估算投资编制范围包括采矿工程及相应配套公辅设施等本项目估算总投资为 14148.4 万元。

表 2.4-27 按费用构成划分投资表

序号	费用名称	投资（万元）	占总投资（%）
I	第一部分工程费用	11261.02	79.59%
1	井巷工程费	8892.98	62.86%
2	建筑工程费	326.76	2.31%
3	安装工程费	174.71	1.23%
4	设备购置费	1866.56	13.19%
II	第二部分其它费用	851.63	6.02%
III	预备费	1453.52	10.27%

	建设投资	13566.16	95.88%
	建设期利息	0	0.00%
IV	流动资金	582.24	4.12%
V	概算总投资	14148.40	100.00%

表 2.4-28 按工程类别划分投资表

序号	工程类别	投资（元）	占总投资（%）
I	第一部分工程费用	11261.02	79.59%
1	采矿设施	10863.91	76.79%
2	公辅设施	209.74	1.48%
3	厂区及总图工程	150.76	1.07%
4	工器具及备品备件购置费	36.60	0.26%
II	第二部分其它费用	851.63	6.02%
	第一、二部分费用合计	12112.65	85.61%
III	预备费	1453.52	10.27%
	建设投资	13566.16	95.88%
	建设期利息	0	0.00%
IV	流动资金	582.24	4.12%
V	概算总投资	14148.40	100.00%

2.4.13.6 规章制度

该企业建立了各岗位安全生产责任制度、各项管理制度及各工种安全操作规程。

2.4.13.7 应急救援

该企业修订了《迁西县天合矿业有限公司生产安全事故应急救援预案》，并于 2022 年 8 月 2 日在迁西县应急管理局备案，备案编号：130227-2022-0048。

3.定性定量评价

本章主要针对建设项目的特点，分单元辨识项基建施工过程中及项目投产后的危险、有害因素，分析可能发生的事故类型，预测事故后果严重等级；评价项目建设方案与相关安全生产法律法规、技术规范的符合性；采用定性定量的方法分析评价其安全性及其发生事故后的后果。

评价单元的划分主要依据《安全评价通则》、《安全预评价导则》、《国家安全监管总局关于印发金属非金属矿山建设项目安全评价报告编写提纲的通知（安监总管一〔2016〕49号）》以及《国家矿山安全监察局关于进一步加强非煤矿山安全生产行政许可工作的通知（矿安〔2024〕70号）》的要求，结合建设项目特点，按照科学、合理，便于实施评价，相对独立且具有明显的特征界限的原则划分评价单元。

依据矿山的生产工艺，评价单元划分为以下 10 个：总平面布置、开拓、运输、采掘、通风、供配电设施、防排水与防灭火、矿山专项安全保障系统、安全管理和重大危险源辨识。

各评价单元选用的评价方法详见表 3-1。

表 3-1 评价单元划分和评价方法选择表

序号	评价单元	评价方法
1	总平面布置单元	专家评议法、类比法
2	开拓单元	预先危险性分析法、安全检查表法
3	运输单元	预先危险性分析法、安全检查表法
4	采掘单元	预先危险性分析法、安全检查表法、定量评价法、类比法
5	通风单元	预先危险性分析法、安全检查表法、定量评价法
6	供配电设施单元	预先危险性分析法、安全检查表法
7	防排水与防灭火系统单元	预先危险性分析法、安全检查表法、定量评价法

序号	评价单元	评价方法
8	矿山专项安全保障系统	安全检查表法
9	安全管理	安全检查表法
10	重大危险源辨识	重大危险源辨识与分析

3.1 总平面布置单元

3.1.1 工业场地、相关建筑物相互关系及影响分析

根据矿体的赋存条件和采用分段空场嗣后充填采矿法、浅孔留矿嗣后充填采矿法开采，并参照类似矿山开采实践，用类比法确定第四系 45° ，矿体上盘、下盘岩石移动角 70° ，端部岩石移动角为 75° ，确定地表岩体移动监测范围。

迁西县天合矿业有限公司原为正常生产矿山，已建成斜坡道工业场地、回风井工业场地及办公生活区。利用上述工业场地以及办公生活区。

矿山设有 3 个直通地表的安全出口，分别为斜坡道、回风井和副井。各安全出口之间的水平间距均大于 30m，符合规范要求。

矿区地表现有一路 10kV 架空线路，即平房子 513 线，导线采用 LGJ-240mm²，引自距离矿区 5km 处的平房子变电站，站内安装 2 台 20000/3535/10.5kV 电力变压器。同时，距离矿区 6km 处，有一座洒河桥镇变电站，可由洒河桥 524 线为本工程提供一路 10kV 安全设施电源。距离岩体移动监测范围外，符合规范要求。

该区不属于国家级自然保护区、重要风景区、国家重点保护的历史文物和名胜古迹所在地。

根据圈定的地表岩体移动界线，设计确定的主井井口、回风井井口及工业场地均布置在地表岩体移动监测范围 20m 以外，另外通过按照 20m 保护带宽度留设副井井筒、高压线塔，采用上述措施可以保证副井井筒、高压线塔保的安全。

3.1.2 矿山开采和周边环境的相互影响分析

矿区为滦河流域，滦河位于矿区东部，洒河位于矿区北部，两河距矿区均在 5km 以外。矿区受地形控制，形成两条山间小溪，一条在矿区西部经王寺峪、东道安西，北杨庄、丁家庄注入高家店水库，另一条在矿区东部经旧营北沟、旧营注入龙湾水库。龙湾水库位于矿区东南约 500m，为区内最大的地表水体，库底标高 219m，坝顶标高 240.28m，近年库存水量很少，雨季水面长约 100m，宽约 40m，旱季几近干涸。

矿区范围内没有铁路、公路、桥梁、通讯光缆、水库、民居和其它建、构筑物。

矿区地形相对较平缓，矿区附近无其他高陡山体存在，没有产生滑坡和泥石流的危险。

矿山距其他矿山相距较远，对本矿采矿生产无影响。

3.1.3 露天和地下开采的相互影响

该矿山自 1998 年开始由多家进行露天开采，矿区范围内地表共有 5 处露天采场，分别编号露天采场 I ~ 露天采场 V，以上露天采场于 2002 年停止开采，随后转入地下开采。

露天采场 I 位于矿区东南侧矿区范围边界位置，长约 165m，宽约 111m，采深约 14m，面积约为 10998m^2 ，该露天采场西侧地势较低，满足自流排水条件；露天采场 II 位于矿区南侧，长约 175m，宽约 58m，采深约 28m，面积约为 12150m^2 ，该露天采场南侧地势较低，满足自流排水条件；露天采场 III 位于矿区中部，长约 73m，宽约 38m，采深约 4m，面积约为 2500m^2 ，该露天采场西北侧地势较低，满足自流排水条件；露天采场 IV 位于矿区北侧，长约 275m，宽约 65m，采深约 26m，面积约为 12088m^2 ，该露天采场西南侧地势较低，满足自流排水条件；露天采场 V 位于矿区北侧，长约 236m，宽约 42m，采深约 21m，面积约为 11480m^2 ，该露天采场西南侧地势较低，满足自流排水条件。

根据建设单位提供的说明，现状条件下露天采场未发生过崩塌、未发现地裂缝等地质灾害。地下开采与露天采坑之间相互影响不大。

3.1.4 利旧系统和地下开采的相互影响

矿山利用现有工程，本次设计仍采用竖井+辅助斜坡道开拓方案不变。主、副井、回风井、辅助斜坡道均位于矿体下盘南侧。

(1) 主井

利旧现有井筒竖井SJ9，位于 5.5 号勘探线附近矿体下盘，井筒净直径 $\Phi 5\text{m}$ ，井口标高 309.080m，井底标高-479m，井深 788.080m。本次设计最低服务水平-260m，在主井附近设置井下溜破系统，利用-290m水平马头门作为大件道马头门，在-320m水平设装载计量硐室，-370m水平设粉矿回收马头门，井筒在-375m水平做人工假底予以封闭。提升系统采用 5m^3 底卸式双箕斗提升方式，担负井下-260m中段以上的矿石提升任务。地表提升机房已安装 JKMD-2.8 $\times$ 4PI型落地式多绳摩擦式提升机，设计配置交流变频电机。

(2) 副井

利旧现有混合井，位于 3.5 号勘探线附近矿体下盘，井筒净直径 $\Phi 5.5\text{m}$ ，井口标高 288.620m，井底标高-179.000m，井深 467.620m，分别在-40m、-85m、-130m中段设置马头门与该 3 个中段连通。设计将副井进行延伸，延伸后井底标高-289.000m，在-180m、-220m、-260m中段分别增设马头门与中段连通，在-252m设管子道，最低服务至-260m中段，担负井下人员、材料的提升任务，井筒内设梯子间，作为矿山的主要安全出口。

副井提升系统采用多绳单层罐笼带平衡锤提升方式，钢丝绳罐道。提升系统选用 JKMD-2.8 $\times$ 4PI型落地式多绳摩擦式提升机，落地式配置，电控系统与主机配套。

(3) 回风井

利旧现有箕斗井，位于 4.5 号勘探线附近矿体下盘井筒净直径 $\Phi 4.2\text{m}$ ，井筒中心坐标X=4463683.599，Y=39599313.258，井口标高 289.410m，井底

标高-187.000m，井深 476.410m。分别在-40m、-85m、-130m中段设置马头门与该 3 个中段连通，井筒内设梯子间，作为矿山的应急安全出口。

（4）辅助斜坡道

利旧工程，目前该条斜坡道已施工至-130m 中段，斜坡道硐口坐标 $X=4463595.040$ ， $Y=39599202.380$ ，硐口底板标高 272.190m，距离地表岩体移动监测范围 134m。斜坡道直线段坡度 12%，弯道段坡度 3%~12%，缓坡段坡度 3%，长度 20m。斜坡道断面规格为 $5m \times 5m$ ，净断面为 $21.49m^2$ 。井下分别与-130m 水平、-85m 水平、-40m 水平和 0m 水平充填巷道连通，最小转弯半径 25m，线路总长度 3632m。为保证运输安全，每隔 300m 设一个错车道，满足无轨设备错车需要。

辅助斜坡道主要担负无轨设备转场和爆破器材运输车、井下加油车的运输任务，兼做应急安全出口。由于建设单位在原硐口位置拟建设 1 座选矿厂，考虑到无轨设备地表运行受限，设计在 4 号勘探线南侧露天采场台阶处重新选定硐口位置，对斜坡道改线处理，垂直向山体内施工后与矿山现有斜坡道 264m 标高连通，现有斜坡道 264m 标高向上至硐口位置废弃，对硐口进行封闭处理。调整后斜坡道硐口坐标 $X=4463680.000$ ， $Y=39599190.000$ ，硐口底板标高 290.000m，斜坡道改线施工长度 285m。

另外，为便于爆破器材运输车、井下加油车进入到井下，设计将 155.925m~132.520m 标高间斜坡道施工贯通，施工总长度 202m，斜坡道断面规格与辅助斜坡道断面一致，该段斜坡道均为直线段，斜坡道坡度取 12%。

综上所述利旧系统符合设计要求。

3.1.5 岩体移动监测范围分析

根据矿体的赋存条件和采用分段空场嗣后充填采矿法、浅孔留矿嗣后充填采矿法开采，并参照类似矿山开采实践，用类比法确定第四系 45° ，矿体上盘、下盘岩石移动角 70° ，端部岩石移动角为 75° ，确定地表岩体移动监测范围。

根据圈定的地表岩体移动界线，设计确定的主井井口、回风井井口及工业场地均布置在地表岩体移动监测范围 20m 以外，另外通过按照 20m 保护带宽度留设副井井筒、高压线塔保安矿柱，采用上述措施可以保证副井井筒、高压线塔保的安全。

参照《采矿设计手册》表 2-2-4 给出的我国部分矿山的移动角实测值及表 2-2-6 给出的我国部分金属矿山设计采用的移动角度选取类似的矿山与可研矿山设计参数进行对比分析。详见表 3.1-1。

通过对比可知，矿体上下盘的围岩稳定性较好，且采用充填法开采，可研选用的移动角圈定的地表塌陷错动范围符合设计手册的基本要求。

表 3.1-1 类似的矿山移动角度与可研矿山设计参数对比表

类比矿山名称	上盘围岩	下盘围岩	上盘普氏系数 f	下盘普氏系数 f	矿体倾角	采矿方法	上盘移动角	下盘移动角	端部移动角
迁西县天合矿业有限公司	斜长角闪片麻岩和黑云斜长角闪片麻岩	斜长角闪片麻岩和黑云斜长角闪片麻岩	7~15	7~15	50°~70°	1、分段空场嗣后充填采矿法 2、浅孔留矿嗣后充填采矿 3、孔留矿法开采	70°	70°	75°
湘潭锰矿	页岩	页岩、砂岩	4~6	7~8	20°~80°	水砂充填	70°	75°	75°

3.2 开拓单元

3.2.1 危险有害因素辨识

设计采用竖井+辅助斜坡道开拓。开拓单元主要存在的危险有害因素有冒顶片帮、高处坠落、火药爆炸、透水。本评价采用预先危险性分析法对其进行分析评价，详见表 3.2-1。

表 3.2-1 开拓单元预先危险性分析表

危害因素	触发事件及原因分析	表现方式	事故后果及危害程度	危险等级	预防措施
------	-----------	------	-----------	------	------

危害因素	触发事件及原因分析	表现方式	事故后果及危害程度	危险等级	预防措施
冒顶片帮	①井巷施工前未编制施工组织设计或未组织施工人员学习施工组织设计；施工中未按施工组织设计规定作业； ②开工前及爆破后未检查和处理帮、顶浮石，即进入作业面； ③在地质条件复杂地段（第四系、断裂破碎带及软岩带）施工工艺不合理，作业时无支护或支护不及时；帮顶浮石未及时处理。	工作面冒顶片帮	人身伤亡、设备损坏	Ⅲ级	详见本报告4.1.1(1)预防冒顶片帮事故的措施
高处坠落	①确定天井的施工方案或施工工艺不合理，井口、吊盘和井底工作面之间未设置良好的联系信号； ②施工中高处作业人员无可靠的安全防护措施。	人员坠落	人身伤亡	Ⅱ级	详见本报告4.1.1(2)预防高处坠落事故的措施
火药爆炸	①未与具备资质的爆破单位签订爆破协议；违章储存、运输和使用爆炸物品，炸药、雷管混合存放、运输，或由无证人员操作； ②未按审批的爆破设计说明书进行作业，或未编制爆破设计说明书； ③执行爆破安全规程不严格，违章作业； ④非爆破工进行装药、充填、起爆等违章作业； ⑤起爆前信号不明、警戒不严、岗哨玩忽职守、未及时撤出爆破危险区的人员和设备； ⑥安全距离估计不足，警戒区边界未加明显的标志和岗哨； ⑦爆破器材质量不合格，发生早爆、迟爆、拒爆、自爆等。未及时处理盲炮或违章处理盲炮； ⑧爆破后提前进入爆破区，检查爆破工作面不彻底，残炮未被发现； ⑨不按安全操作规程处理残炮，在残炮炮孔原位置打眼； ⑩在有明火处或穿戴产生静电的衣物进行药卷加工。	基建和生产期爆破作业导致早爆迟爆拒爆自爆爆破飞石爆破地震波、爆破冲击波	导致人员伤亡设备损毁	Ⅲ级	详见本报告4.1.1(3)预防火药爆炸事故的措施
透水	①雨季未提前作好地面防排水工作，井口没有挡水设施和装置。 ②突遇地层含水构造。大气降水及含水岩层、构造裂隙水和采空区积水等多种水源，都有可能通过井口及塌陷破碎带、裂缝、导水构造、废弃钻孔、井下巷道等各种通道涌入矿井，增大涌水量。 ③爆破作业崩透积水的采空区或废旧巷道，可能形成阵发性突水。	工作面涌入大量水	造成人员伤亡和财产损失	Ⅲ级	详见本报告4.1.1(4)预防透水事故的措施

小结：开拓系统单元存在的危险有害因素主要有冒顶片帮（危险等级Ⅲ级）、高处坠落（危险等级Ⅱ级）、火药爆炸（危险等级Ⅲ级）、透水（危险等级Ⅲ级），应重点防范的危险有害因素为冒顶片帮、火药爆炸、透水，以保证职工的安全健康。

3.2.2 符合性评价

本单元主要依据《金属非金属矿山安全规程》、《冶金矿山采矿设计规范》和《国家矿山安全监察局关于严格非煤地下矿山建设项目施工安全管理的通知》，采用安全检查表法对可研报告中开拓部分的安全出口、竖井梯子间、废弃井巷和硐室的处理措施、安全防护、中段布置、井筒/巷道/硐室支护、保安矿柱和基建进度计划等方面进行符合性评价。详见表 3.2-2。

表 3.2-2 开拓单元安全检查表

序号	检查项	规定及要求	检查依据	可研报告检查结果	结论
1	安全出口	1) 矿井的安全出口应符合下列规定： 2) 每个矿井至少应有两个相互独立、间距不小于 30m、直达地面的安全出口；矿体一翼走向长度超过 1000m 时，此翼应有安全出口； 3) 每个生产水平或中段至少应有两个便于行人的安全出口，并应同通往地面的安全出口相通； 4) 井巷的分道口应有路标，注明其所在地点及通往地面出口的方向； 5) 安全出口应定期检查，保证其处于良好状态。	GB 16423-2020 6.1.1.1	矿山采用竖井+辅助斜坡道开拓，铁矿有三个与地表相通的安全出口，即副井、回风井、斜坡道，副井、回风井内均设有梯子间，便于行人。 每个采场设置两个人行通风天井与中段运输巷道、回风巷道相通，作为安全出口。 生产中段分别通过石门、斜坡道联络道和副井、辅助斜坡道、盲风井相连通。	符合
2	竖井梯子间	作为应急安全出口的竖井应设应急提升设施或者梯子间。深度超过 300m 的井筒设置梯子间时，应在井筒无马头门段设置与梯	GB 16423-2020 6.1.1.3	铁矿有三个与地表相通的安全出口，即副井、回风井、斜坡道，副井、回风井内均设有梯子间	符合

序号	检查项	规定及要求	检查依据	可研报告检查结果	结论
		子间相通的休息硐室。休息硐室间距不大于 150m。硐室宽度不小于 1.5m,深度不小于 2.0m,高度不小于 2.1m。			
3	废弃井巷和硐室的处理措施	废弃井巷和硐室的入口应及时封闭,封闭时应留有泄水条件。封闭墙上应标明编号、封闭时间、责任人、井巷原名称。封闭前入口处应设明显警示标志,禁止人员进入。封闭墙在相应图纸上标出,并归档永久保存。报废井巷的地面入口周围应设高度不低于 1.5m 的栅栏。	GB 16423-2020 6.2.8.6	竖井 SJ2~SJ8 已进行回填封闭处理。	符合
4	安全防护	天井、溜井、漏斗口等存在人员坠落可能的地方,应设警示标志、照明设施、护栏、安全网或格筛。	GB 16423-2020 6.1.4.5	在地表井口、井下各中段的马头门、井口车场均设置足够的照明,并设置牢固可靠的安全护栏。安全门处于常闭状态,只准在通过人员或车辆时打开。罐笼未停稳时,安全门不得打开。	符合
5	中段布置	阶段高度应根据开采矿体的赋存条件、采矿方法、天溜井掘进工艺等综合确定。	GB 50830-2013 8.3.7	开采范围内共设置-180m、-220m、-260m 三个中段,各回采区域内采用自下而上的开采顺序。	符合
6		不应用木材或者其他可燃材料作永久支护。	GB 16423-2020 6.2.7.1	主、副井、回风井、辅助斜坡道均采用利旧设施。破碎硐室设在-290m 水平,硐室长 18m,宽 9m,高 15m,采用锚喷网支护,支护厚度 200mm。硐室内吊车柱、检修平台和吊车梁均采用钢结构。除尘硐室设在破碎硐室附近,硐室长 7m,宽 9m,高 10m,采用锚喷网支护,支护厚度 200mm。大件道宽 4.2m,高 3.9m,采用喷射混凝土支护,支护厚度 100mm,混凝土强度等级为 C20。下部矿仓采用圆形,直径 5m,高 24.5m,采用钢筋混凝土支护,支护厚度 450mm,内衬 50mm 厚锰钢板。皮带道水平为-320m。皮带道宽 3.9m,宽 3.5m,采用喷射混凝土支护,支护厚度 100mm,混凝土强度等级为 C20。	符合
7		电气硐室不应采用可燃性材料支护。	GB 16423-2020 6.7.4.1		符合
8		在不稳固的岩层中掘进时应进行支护;在松软、破碎或流砂地层中掘进时应在永久性支护与掘进工作面之间进行临时支护或特殊支护。	GB 16423-2020 6.2.7.2		符合
9		具有岩爆危害的矿井,巷道或采场支护应采用锚网或喷锚网等柔性支护为主的支护型式;	GB 16423-2020 6.3.3.3		符合

序号	检查项	规定及要求	检查依据	可研报告检查结果	结论
10	井筒/ 巷道/ 硐室支 护	采用普通法掘进天井、溜井应遵守下列规定： 1) 架设的工作台应牢固可靠； 2) 及时设置安全可靠的支护棚，工作面至支护棚的距离不大于 6m； 3) 掘进高度超过 7m 时应有装备完好的梯子间和溜磴间等设施。梯子间和溜磴间用隔板隔开；上部有护棚的梯子可视作梯子间； 4) 天井掘进到距上部巷道约 7m 时，测量人员应给出贯通位置，并在上部巷道设置警示标志和警戒围栏；	GB 16423-2020 6.2.6.1	通风天井采用脉外斜井，倾角与矿体倾角相适应，长度约 44 m。通风天井从中段运输平巷和出矿中段平巷反掘施工。 行人通风天井布置在脉内，间柱间距 60 m，从中段运输平巷施工；采场联络道间距 6 m，从天井向采场施工；进路联络道布置在矿体下盘脉外，距矿体 12 m，从斜坡道施工；装矿进路间距 12 m，从进路联络道施工。	符合
11	保安 矿柱	地下开采时，应圈定岩体移动范围或岩体移动监测范围；地表主要建构筑物、主要井筒应布置在地表岩体移动范围之外，或者留保安矿柱消除其影响。	GB 16423-2020 6.3.1.2	矿体上盘、下盘岩石移动角 70°，端部岩石移动角为 75°，确定地表岩体移动监测范围。根据圈定的地表岩体移动界线，设计确定的主井井口、回风井井口及工业场地均布置在地表岩体移动监测范围 20m 以外，另外通过按照 20m 保护带宽度留设副井井筒、高压线塔保安矿柱，采用上述措施可以保证副井井筒、高压线塔的安全。	符合
12	基建进 度计划	设计单位要在建设项目初步设计中科学合理编制基建工程进度计划，明确优先贯通安全出口和尽快形成主要供电、通风、排水系统的要求。	《国家矿山安全监察局关于严格非煤地下矿山建设项目施工安全管理的通知》	井下安排 3 个掘进工作面，为加快施工进度，施工单位优先从辅助斜坡道及主井向-260m 中段施工，优先形成-180m~-260m 中段斜坡道、-260m 中段运输巷道、粉矿回收水平、电梯井等工程，此时辅助斜坡道与主井在-260m 中段贯通，形成矿井全负压通风系统和两个直通地表的出口后，尽快建设井下主要供电、排水系统，完成后再施工其他中段、分段巷道及采切工程。为保证-130m 中段生产及-130m 中段以下基建工程施工合理接续，副井采用反掘施工，最终与现有井底留设 15m 井筒暂不施工，待-130m 中段	符合

序号	检查项	规定及要求	检查依据	可研报告检查结果	结论
				回采完毕后，尽快施工贯通，安装副井井筒设施，此部分工期 2 个月，通过编制基建施工进度计划，确定矿山基建期 2 年。	

小结：可研报告开拓系统设计中安全出口、竖井梯子间、中段布置、井筒/巷道/硐室支护、保安矿柱和基建进度计划等基本符合《金属非金属矿山安全规程》、《冶金矿山采矿设计规范》、《国家矿山安全监察局关于严格非煤地下矿山建设项目施工安全管理的通知》的规定。

3.3 提升和运输单元

3.3.1 危险有害因素辨识

井下选用无轨运输方案，矿石在出矿中段直接通过转载机装入无轨胶轮车运输至采区溜井，再通过无轨胶轮车运至主溜井卸载站；中段矿装入无轨胶轮车后，直接运至主溜井卸载站。矿石经井下破碎机破碎后，矿石通过带式输送机运至主井计量硐室，车辆运输引起的事故主要表现为撞车、撞人、挤压行人、翻车坠落等

采用预先危险性分析法辨识出运输单元可能存在的主要危险、有害因素主要为车辆伤害。详见表 3.3-1。

表 3.3-1 运输单元预先危险性分析表

危害因素	触发事件及原因分析	表现方式	事故后果及危害程度	危险等级	预防措施
车辆伤害	1.运输巷道断面、照明不符合标准规定；危险路段标志不清； 2.巷道的坡度、转弯半径等不符合设计规定。 3.运输车辆维修不及时，带病运转。 4.运输道路路面标准、结构型式、道路养护达不到设计规定。 5.车辆通过坑口门、弯道、巷道口、风门和坡度较大路段，以及出现车辆相遇、前面有人或障碍物、停车等情况时，驾驶人未及时发出警号。 6.驾驶人员未经培训，无证上岗，或疲劳驾驶。	车辆伤害	人身伤亡	III	详见本报告 4.1.2（1）预防高处坠落的安全对策措施

高处 坠落	①钢丝绳断裂、防坠器失灵、连接装置松开、工人乘提升容器上下井、制动装置失灵； ②有人员上下井、信号装置出现故障、司机误操作； ③没有防过卷装置或失灵，绞车工误操作拉翻井架； ④安全门没有按要求关闭； ⑤工人在井筒中安装、检修管道、电缆等作业，没系好安全带等。	竖井乘 人罐笼 坠落、 蹲罐。	提升容器 高处坠落 人员伤亡 设备受损 财产损失	III	详见本报告 4.1.2(2)预 防车辆伤害 的安全对策 措施
----------	---	--------------------------	--------------------------------------	-----	--

小结：运输系统存在的危险有害因素主要有高处坠落（危险等级Ⅲ级）、车辆伤害（危险等级Ⅲ级），应重点防范的危险有害因素为高处坠落、车辆伤害事故，以保证职工的安全健康。

3.3.2 提升和运输符合性评价

采用安全检查表法对提升系统供电、提升高度、竖井提升方式、一次最多允许提升人员数量、钢丝绳规格参数、提升钢丝绳最大静张力和静张力差、静张力比、梯子间设置、尾绳保护设施、安全护栏、防过卷设施、防坠设施、安全门、提升和运输信号系统、无轨运输系统、人行道或躲避硐室、水沟及盖板、运输车辆等方面进行符合性评价，详见表 3.3-2。

表 3.3-2 提升和运输安全检查表

序号	检查项	规定及要求	检查依据	可研报告检查结果	结论
1	提升 系统 供电	用于提升人员的罐笼提升系统和矿用电梯应采用双回路供电。	GB16423-2 020 6.1.1.5	矿区地表现有一路 10kV 架空线路，即平房子 513 线，导线采用 LGJ-240mm ² ，引自距离矿区 5km 处的平房子变电站，站内安装 2 台 20000/3535/10.5kV 电力变压器。同时，距离矿区 6km 处，有一座洒河桥镇变电站，可由洒河桥 524 线为本工程提供一路 10kV 安全设施电源。矿区内设一座应急柴	符合

序号	检查项	规定及要求	检查依据	可研报告检查结果	结论
				油发电站，站内设 1 台 10kV2200kW 柴油发电机组，通过一回 YJV22-8.7/151（3×120）电力电缆接入副井 10kV 变电所的 10kV 侧 II 段母线，确保排水泵、通风机、副井提升机及空压机一级负荷供电可靠。电梯属于一级负荷供电范围	
2	提升高度	垂直深度超过 50m 的竖井用作人员主要出入口时，应采用罐笼或矿用电梯升降人员。	GB16423-2020 6.4.4.18	副井井深 548.62m，该矿采用罐笼升降人员。	符合
3	竖井提升方式	提升容器和平衡锤在竖井中运行时应有罐道导向。缠绕式提升系统应采用木罐道或者钢丝绳罐道，摩擦式提升系统应采用型钢罐道、木罐道或者钢丝绳罐道。	GB16423-2020 6.4.4.1	主井和副井提升系统选用 JKMD-2.8×4P I 型落地式多绳摩擦轮提升机，提升系统采用多绳单层罐笼带平衡锤提升方式，罐道形式为钢丝绳罐道。	符合
4	一次最多允许提升人员数量	新建提升深度超过 300 米且单次提升超过 9 人的竖井提升系统，严禁使用单绳缠绕式提升机。	矿安（2022）4 号	提升系统采用多绳单层罐笼带平衡锤提升方式，一次最大载人数 30 人	符合
5	钢丝绳规格参数	摩擦式提升钢丝绳悬挂时的安全系数应符合下列规定： 1) 专作升降人员用的，不小于 8.0； 2) 升降人员和物料用的，升降人员时不小于 8.0，升降物料时不小于 7.5； 3) 专作升降物料用的，不小于 7.0； 4) 平衡尾绳，不小于 7.0。	GB16423-2020 6.4.6.3	提升物料时安全系数为 9.48，提升人员时安全系数为 12.65。	符合
6		多绳摩擦提升系统的钢丝绳静防滑安全系数应大于 1.75；动防滑安全系数应大于 1.25。	GB16423-2020 6.4.8.21	静防滑系数为 2.99，动防滑系数为 2.13。	符合

序号	检查项	规定及要求	检查依据	可研报告检查结果	结论
7	提升钢丝绳最大静张力和静张力差、静张力比	多绳摩擦提升系统的重载侧和空载侧的静张力比应小于 1.5。	GB16423-2020 6.4.8.21	罐笼提最大载重在井底，平衡锤在井口时：重载侧最大静张力为 185.869KN, 计算最大静张力差 49.166KN。静张力比为 1.45。	符合
8	梯子间设置	竖井梯子间应符合下列规定： 1) 梯子倾角不大于 80°； 2) 相邻的两个梯子平台的垂直距离不大于 8m，平台应防滑； 3) 平台梯子孔的尺寸不小于 0.7m×0.6m； 4) 梯子上端应高出平台 1m，下端距井壁不小于 0.6m； 5) 梯子宽度不小于 0.4m，梯蹬间距不大于 0.3m； 6) 梯子间周围应设防护栏栅； 7) 梯子间不应采用可燃性材料。	GB16423-2020 6.2.3.3	可研未明确竖井梯子间相关参数值。	不符合
9	尾绳保护设施	多绳提升首绳悬挂装置应能自动平衡各首绳张力；圆尾绳悬挂装置应保证尾绳自由旋转。	GB16423-2020 6.4.5.2	在井架 27.68m 平台设置钢绳罐道拉紧装置，在井底设绳罐道固定装置。罐道绳为密封钢丝绳，直径 Φ40mm，采用重锤拉紧装置，调绳方便，拉紧力便于掌握。	符合
10		摩擦式提升系统应符合下列规定： 1) 圆尾绳挂绳前应消除旋转力矩； 2) 井底应设尾绳隔离装置。	GB16423-2020 6.4.4.13	提升系统在井上过卷区段内设置防过卷缓冲托罐装置，该装置兼有罐笼防坠功能，使罐笼发生过卷时，罐笼下坠高度不超过 0.5m。在井底过卷区段内设防过放缓冲装置。	符合
11	安全护栏	罐笼提升竖井与各水平的连接处应设置下列设施： 1) 足够的照明及视频监控装置； 2) 通往罐笼间的进出口设常闭安全门，安全门只应在人员或车辆通过时	GB16423-2020 6.2.3.4	在地表井口、井下各中段的马头门、井口车场均设置足够的照明，并设置牢固可靠的安全护栏。安全门	不符合

序号	检查项	规定及要求	检查依据	可研报告检查结果	结论
		打开； 3) 井口周围应设置高度不小于 1.5m 的防护栏杆或金属网； 4) 候罐平台等应设梯子和高度不小于 1.2m 的防护栏杆； 5) 铺设轨道时设置阻车器； 6) 井筒两侧的马头门应有人行绕道连通。		处于常闭状态，只准在通过人员或车辆时打开。罐笼未停稳时，安全门不得打开。 可研未明确井口周围应设置高度不小于 1.5m 的防护栏杆或金属网； 未明确候罐平台等应设梯子和高度不小于 1.2m 的防护栏杆；	
12	防过卷设施	提升竖井的井塔或者井架内和竖井井底应设置过卷段,过卷段高度应符合下列规定: 1)提升速度大于 6m/s 时,不小于最高提升速度下运行 1s 的距离或者 10m; 2) 提升速度为 3m/s~6m/s 时,不小于 6m; 3) 提升速度小于 3m/s 时,不小于 4m; 4) 凿井期间用吊桶提升时,不小于 4m。	GB16423-2020 6.4.4.14	在副井井架和下部井筒内均设置过卷缓冲托罐装置和过卷挡梁。 主井最大提升速度 6.87m/s, 副井最大提升速度 6.2m/s。 主、副井提升系统的过卷高度符合安全规程中提升速度大于 6m/s 时, 过卷高度不小于最高提升速度下运行 1s 的距离或者 10m 要求。	符合
13		过卷段终端应设置过卷挡梁; 发生过卷事故后过卷挡梁应能正常使用。	GB16423-2020 6.4.4.15	主、副井提升系统井上及井下均设置过卷段。在主井井架和下部井筒内均设置过卷缓冲装置和过卷挡梁。	符合
14	防坠设施	提升人员的罐笼提升系统应在井架或者井塔的过卷段内设置罐笼防坠装置, 使罐笼下坠高度不超过 0.5m。	GB16423-2020 6.4.4.17	提升系统在井上过卷区段内设置防过卷缓冲托罐装置, 该装置兼有罐笼防坠功能, 使罐笼发生过卷时, 罐笼下坠高度不超过 0.5m。在井底过卷区段内设防过放缓冲装置。	符合
15	安全门	提升人员的罐笼提升系统应符合下列规定; 1) 井口和井下各中段马头门应设安全门; 2) 自动安全门应与提升机连锁;	GB16423-2020 6.4.4.19	在地表井口、井下各中段的马头门、井口车场均设置足够的照明, 并设置牢固可靠的安全护栏。安全门	符合

序号	检查项	规定及要求	检查依据	可研报告检查结果	结论
		3) 手动安全门应由信号工负责开闭; 4) 同一层罐笼不应同时升降人员和物料; 5) 负责运输爆破器材的人员应跟罐监护,并通知信号工和提升机司机; 6) 乘罐人员应在距井筒 5m 以外候罐, 并听从信号工指挥。		处于常闭状态, 只准在通过人员或车辆时打开。罐笼未停稳时, 安全门不得打开。 在井口及各中段设置手动安全门。安全门与提升机信号实现连锁, 提升信号与提升机控制实现闭锁。	
16	提升和运输信号系统	罐笼提升信号系统应符合下列规定: 1) 应在井口和井下各中段马头门设信号装置; 2) 不同地点发出的信号应有区别; 3) 跟罐信号工使用的信号装置应便于跟罐信号工从罐内发信号; 4) 井口信号工或跟罐信号工可直接向提升机司机发信号; 5) 中段信号工经过井口信号工同意可以向提升机司机发信号; 紧急情况下可直接向提升机司机发出紧急停车信号。	GB16423-2020 6.4.4.28	可研未明确井口和井下中段马头门、车场, 都必须设信号装置。竖井提升信号系统, 应有下列信号: ①工作执行信号; ②提升中段指示信号; ③检修信号; ④事故信号; ⑤无联系电话时, 应设联系询问信号。	不符合
17	无轨运输系统	无轨运输系统应符合下列要求: 1)设备顶部至巷道顶板的距离不小于 0.6m; 2)斜坡道每 400m 应设置一段坡度不大于 3%、长度不小于 20m 的缓坡段; 3)错车道应设置在缓坡段, 缓坡段的坡度和长度要求同上款中的要求; 4)斜坡道坡度: 承载 5 人以上的运人车辆通行的, 不大于 16%; 承载 5 人以下的运人车辆通行的, 不大于 20%; 5)斜坡道路面应平整; 主要斜坡道应有良好的混凝土、沥青或级配均匀的碎石路面; 6)溜井卸矿口应设置格筛、防坠梁、车挡等防坠设施。车挡的高度不小于运输设备车轮轮胎直径的 1/3。	GB 16423-2020 6.3.4.4	斜坡道直线段坡度 12%, 弯道段坡度 3%~12%, 缓坡段坡度 3%, 长度 20m。斜坡道断面规格为 5m×5m, 净断面为 21.49m ² 。最小转弯半径 25m, 每隔 300m 设一个错车道。	符合
18	人行道或躲避硐室	行人的无轨运输巷道和斜坡道应按下列要求设置人行道或躲避硐室: 1)人行道的高度不小于 1.9m, 宽度不小于 1.2m; 2)躲避硐室的高度不小于 1.9m, 深度	GB 16423-2020 6.2.5.6	可研未明确应在中段运输巷道设置人行道或躲避硐。	不符合

序号	检查项	规定及要求	检查依据	可研报告检查结果	结论
		和宽度均不小于 1.0m; 3)躲避硐室间距：曲线段不超过 15m，直线段不超过 50m; 4)躲避硐室应有明显的标志，并保持干净、无障碍物。			
19	水沟及盖板	水沟设计应符合下列规定： 1) 水沟坡度应和巷道坡度一致，不宜小于 3；井底车场或巷道的平坡段内，水沟坡度应按排水要求设计。 2) 水沟断面宜采用梯形。 3) 水沟盖板宜采用钢筋混凝土预制板，其厚度应不小于 50mm，宽度宜大于水沟上宽 200mm，混凝土强度等级宜为 C20。	GB 50830-2013 10.4.1	可研未设计水沟盖板规格尺寸标准	不符合
20	运输车辆	1)无轨设备应符合下列规定： 2)采用电动机或者柴油发动机驱动； 3)柴油发动机尾气中： $CO \leq 1500ppm$ ； $NO \leq 900ppm$ ； 4)每台设备均应配备灭火装置； 5)刹车系统、灯光系统、警报系统应齐全有效； 6)操作人员上方应有防护板或者防护网； 7)用于运输人员、油料的无轨设备应采用湿式制动器； 8)井下专用运人车应有行车制动系统、驻车制动系统和应急制动系统； 9)行车制动系统和应急制动系统至少有一个为失效安全型。	GB 16423-2020 6.3.4.2	出矿中段、-260m 中段分别利旧 1 台 UQ-25 型 25t 无轨胶轮车，能够满足生产要求。井下无轨运输设备均应取得矿安〔2022〕123 号文件要求的矿用产品安全标志证书，尾气排放能够达到标准要求。 。未提出井下专用自卸汽车应配备灭火器的要求。	不符合
		发动机功率大于 200kw 时，灭火器配置规格为 6~12kg	AQ 2065-2018 5.9		
		非煤地下矿山无轨运输设备（无轨人车、无轨运料车、无轨运矿车）、无轨出矿设备(铲运机、装载机)执行安全标志管理。	矿安〔2022〕 123 号		

序号	检查项	规定及要求	检查依据	可研报告检查结果	结论
21	带式输送机	使用带式输送机应遵守下列规定： 物料不应从输送带上向下滚落；带式输送机倾角：向上不大于 15° ，向下不大于 12° ，大倾角带式输送机除外；任何人员均不应搭乘非载人带式输送机；在跨越输送机的地点设置带有安全栏杆的跨越桥；清除附着在输送带、滚筒和托辊上的物料，应停车进行；不在运行的输送带下清理物料；输送机运转时不进行注油、检查和修理等工作；维修或者更换备件时，应停车、切断电源，并由专人监护，不准许送电。	GB 16423-2020 6.4.3.4	溜破系统皮带道宽 3.9m，宽 3.5m，采用喷射混凝土支护，支护厚度 100mm，混凝土强度等级为 C20。 可研未明确带式输送机采用阻燃型输送带未明确带式输送机应采取的保护装置	不符合
		带式输送机应有下列安全保护装置：装料点和卸料点设空仓、满仓等保护和报警装置，并与输送机联锁输送带清扫装置以及防大块冲击、防输送带跑偏等的保护装置；紧急停车装置；制动装置。	GB 16423-2020 6.4.3.5	可研未明确带式输送机的安全保护装置	不符合
22	破碎系统	井下粗破碎站应符合下列要求：矿仓口周围应设围挡或防护栏杆；卸车平台受料口应设牢固的安全限位车挡，车挡高度不小于车轮轮胎直径的 $1/3$ ；破碎机受料槽和缓冲仓排料口应设视频监控；矿仓口卸料时应采取喷雾降尘措施	GB 16423-2020 6.5.1	可研未明确井下破碎站应设置矿仓口周围应设围挡或防护栏杆等安全设施	不符合
23	井下电梯	使用矿用电梯应遵守下列规定： 机房通道应设照明，通道门应向外开，门外应设警示标志；电梯井筒应设梯子间；与电梯井连接的中段马头门铺设轨道时应设阻车器；井筒底部应设排水设施和通达最低服务水平的梯子；电梯机房硐室应无渗水，井底不应积水；曳引电动机、控制柜应接地，接地电阻不大于 2Ω 。控制柜应采用密封结构，柜内相对湿度不大于 80% ；电气设备外壳防护等级不低于 IP55；开关、按钮及井底电气设备外壳防护等级不低于 IP67；曳引电动机的绝缘等级不低于 F 级；钢丝绳和金属零件应满足防腐蚀要求；轿厢内应设紧急报警装置；	GB 16423-2020 6.4.4.21 6.4.4.22	可研未明确井下电梯机房通道应设照明等安全设施	不符合

序号	检查项	规定及要求	检查依据	可研报告检查结果	结论
		轿厢顶不应漏水。			

小结：采用安全检查表法对提升系统供电、提升高度、竖井提升方式、一次最多允许提升人员数量、钢丝绳规格参数、提升钢丝绳最大静张力和静张力差、静张力比、尾绳保护设施、防过卷设施、防坠设施、安全门、提升和运输信号系统等方面进行符合性评价符合《金属非金属矿山安全规程》、《冶金矿山采矿设计规范》和《国家矿山安全监察局关于印发执行安全标志管理的矿用产品目录的通知》的规定。

无轨运输系统、人行道或躲避硐室、水沟及盖板、运输车辆、带式输送机、破碎系统、井下电梯不符合《金属非金属矿山安全规程》、《冶金矿山采矿设计规范》和《国家矿山安全监察局关于印发执行安全标志管理的矿用产品目录的通知》的规定。

- 1) 可研未明确竖井梯子间相关参数值。
- 2) 可研未明确井口周围应设置高度不小于 1.5m 的防护栏杆或金属网。
- 3) 可研未明确候罐平台等应设梯子和高度不小于 1.2m 的防护栏杆。
- 4) 可研未明确井口和井下中段马头门、车场，都必须设信号装置。
- 5) 可研未明确应在中段运输巷道设置人行道或躲避硐。
- 6) 可研未明确水沟盖板规格尺寸标准。
- 7) 未提出井下专用自卸汽车应配备灭火器的要求。
- 8) 可研未明确带式输送机采用阻燃型输送带未明确带式输送机应采取的保护装置。
- 9) 可研未明确井下破碎站应设置矿仓口周围应设围挡或防护栏杆等安全设施。
- 10) 可研未明确井下电梯机房通道应设照明等安全设施。

3.4 采掘单元

3.4.1 危险有害因素辨识

矿山采掘作业采用机械铲装，凿岩采用湿式凿岩作业，采用预先危险性分析法辨识采掘单元可能存在的主要危险、有害因素有冒顶片帮、机械伤害、透水、火药爆炸。详见表 3.4-1。

表 3.4-1 采掘单元预先危险性分析表

危害因素	触发事件及原因分析	表现方式	事故后果及危害程度	危险等级	预防措施
冒顶片帮	①在破碎带、断裂带等工程地质条件复杂地段采掘时未及时进行支护,或支护形式和质量不符合设计(规程)要求。 ②爆破后未及时检查和处理帮、顶浮石,过早进入工作面。 ③地震等自然原因影响,可能引发采场、巷道冒顶片帮。 ④矿房充填未按设计要求的充填工艺进行充填。 ⑤回采时未按设计留设矿柱。 ⑥设计、施工及采掘工艺不合理或管理不当都可能成为坍塌及冒顶片帮危险的间接原因。	冒顶片帮	人身伤亡	III	详见本报告 4.1.3 (1) 预防冒顶片帮事故的安全对策措施
机械伤害	①机械设备设计上的缺陷; ②机械设备维修不及时,带病运转,未定时进行检验、检测; ③作业人员违章或误操作; ④运转的机械设备无防护装置、警示标志。	机械伤害	人身伤亡	III	详见本报告 4.1.3 (2) 预防机械伤害的安全对策措施
透水	①在采掘过程中突遇构造裂隙承压水引发水灾事故。 ②地面无防、排水措施。 ③采空区塌落与第四系形成导水裂隙。 ④未采取探放水措施。发现透水征兆未坚持“有疑必探、先探后掘”的原则。 ⑤排水设备设施不能满足井下涌水需要。	矿井涌水增大、透水	影响生产,造成重大人身伤亡	III	详见本报告 4.1.3 (3) 预防透水事故的安全对策措施
火药爆炸	①未建立炸药在储存、运输、使用及领退管理制度。 ②爆破人员未经培训考核合格,无证上岗。进行爆破器材加工和爆破作业的人员穿戴产生静电的衣物。 ③未编制爆破设计和爆破安全操作规程,爆破人员违章作业。	爆破伤人或炸药提前爆炸事故	人身伤亡	III	详见本报告 4.1.3 (4) 预防火药爆炸事故的安全对策措施

危害因素	触发事件及原因分析	表现方式	事故后果及危害程度	危险等级	预防措施
	④炸药质量和起爆材料不合格。 ⑤爆破时没有按规定放好警戒或人员没有撤离到安全区域；爆破后提前进入爆破区。 ⑥爆破后没有检查或检查不彻底。 ⑦凿岩工违章在残眼上打孔；盲炮没有处理或处理方法不符合《爆破安全规程》规定。 ⑧没有处理残留的炸药就进行装矿石工作。 ⑨贯通掘进到一定距离未按规定停止一头作业。				

小结：采掘单元存在的危险有害因素主要有冒顶片帮（危险等级Ⅲ级）、机械伤害（危险等级Ⅲ级）、透水（危险等级Ⅲ级）、火药爆炸（危险等级Ⅲ级），应重点防范的危险有害因素为冒顶片帮、机械伤害、透水、火药爆炸，以保证职工的安全健康。

3.4.2 符合性评价

采用安全检查表法对采掘作业场所、采掘作业环境、采掘方法、采掘设备及作业过程、井巷支护、顶板管理、矿柱回采、采空区处理、井下爆破作业、矿山充填系统、充填材料、充填工艺、边坡的稳定性及露天坑的汇水等方面进行符合性评价。详见表 3.4-2。

表 3.4-2 采掘单元安全检查表

序号	检查项	规定及要求	检查依据	可研报告检查结果	结论
1	采掘作业场所	每个采区或者盘区、矿块均应有两个便于行人的安全出口，并与通往地面的安全出口相通。	GB 16423-2020 6.3.1.4	每个矿块通过两侧的人行通风天井和上、下巷道连通，可以保证有两个安全出口。	符合
2	采掘作业环境	进风井巷空气温度应不低于 2℃；低于 2℃时，应有空气加热设施。不应采用明火直接加热进入矿井的空气。 严寒地区的提升竖井和作为安全出口的竖井应有保温措施，防止井口及井筒结冰。如有结冰应及时处理，处理结冰前应撤离井口和井下各中段马头门附近的人员，并做好安全警戒。	GB 16423-2020 6.6.1.5	井口预热的矿井是副井。根据工程实际情况，空气预热采用电加热器。 副井：除设置空气预热机组外，另外采取了两项综合保温措施：在进风井口悬挂棉布帘，阻挡寒冷空气直接进入井筒。 在进风井口安装测温装置，加强进风温度的测定。当采取综合保温措施后，井口进风温度仍低于 2℃时，暂停提升任务，同时停止生产任务，来确保安全生产。	符合