国信安科
GXAK TECHNOLOGY

编号：AK26060301

皖 FM20260800007

安徽开发矿业有限公司
李楼-吴集北段铁矿 800 万吨/年采选工程
（采矿部分）

安全预评价报告

（审定稿）

北京国信安科技术有限公司

证书编号：APJ-（京）-003

二零二六年八月

安徽开发矿业有限公司

李楼-吴集北段铁矿 800 万吨/年采选工程

（采矿部分）

安全预评价报告

（审定稿）

法定代表人：龚宇同

技术负责人：谢　源

项目负责人：全永志

2026 年 8 月

(安全评价机构公章)

安徽开发矿业有限公司

李楼-吴集北段铁矿 800 万吨/年采选工程（采矿部分）

评价人员

	姓名	职业资格 证书编号	专业 能力	职称	签字
项目 负责人	全永志	0800000000202661	机械	高级工程师 注册安全工程师	
项目组 成员	韩金峰	1500000000300763	通风	高级工程师 注册安全工程师	
	孙胜利	1700000000100026	电气	高级工程师 注册安全工程师	
	吴永刚	1500000000300015	采矿	高级工程师	
	李　磊	1100000000300669	地质	正高级工程师	
	郭晓东	2017033110332017 110125002532	安全	注册安全工程师	
	崔　旋	1200000000300736	水工 结构	正高级工程师	
报告 编制人	全永志	0800000000202661	机械	高级工程师 注册安全工程师	
	韩金峰	1500000000300763	通风	高级工程师 注册安全工程师	
报告 审核人	牛淑慧	1600000000201286	安全	高级工程师 注册安全工程师	
过程控制 负责人	徐伟兰	1100000000303070	采矿	高级工程师 注册安全工程师	
技术 负责人	谢　源	0800000000103653	采矿	正高级工程师 注册安全工程师	

出版审批：

前　言

安徽开发矿业有限公司成立于 2003 年 7 月，是以铁矿石采选、加工、销售为主营业务的股份制企业，注册资金 157387.47 万元。该公司由五矿矿业控股有限公司控股。

安徽开发矿业有限公司拥有李搂铁矿和吴集铁矿（北段）两座矿山，两矿山相邻，矿床相距 1km 左右，原李楼铁矿 500 万 t/a 和吴集铁矿（北段）200 万 t/a 采选工程项目已于 2012 年 12 月份通过原国家安全监察总局和原安徽省安全监察局组织的安全设施竣工验收，正式投入生产。截至目前，矿山已稳定生产十余年。

李楼、吴集铁矿北段两矿体为两条平行赋存的矿脉，走向相同，埋深相近，水平距离不足 1km，且属于同一个开采主体，具备联合开采的条件。

安徽开发矿业有限公司 2025 年向安徽省自然资源厅递交了《关于申请李楼铁矿与吴集铁矿北段两处采矿权合并的请示》(安徽开发矿业呈[2025]24 号)。安徽省自然资源厅经研究，并通知六安市自然资源和规划局征求市有关单位、霍邱县意见并报六安市人民政府同意，于 2026 年 1 月 19 日下发了《安徽省自然资源厅关于霍邱县李楼铁矿与吴集铁矿北段采矿权合并的复函》（皖自然资矿权函[2026]12 号）。复函要求：①原则同意按照李楼铁矿、吴集铁矿北段其中 1 个采矿权利用原有生产系统申请扩大矿区范围变更登记方式办理合并。②按照国家有关法律、法规和自然资源部关于《矿产资源法》实施衔接过渡的有关规定，抓紧做好矿产资源储量核实、矿产资源开采方案、矿区生态修复方案的编制及其他有关工作。

随着矿山-400m 水平以上资源的持续开采，矿山开拓矿量仅能维持目前的平稳产能约 6 年，后将面临减产，为了维持矿山产能平稳持续发展，安徽开发矿业有限公司提出了“李楼-吴集北段铁矿 800 万吨/年采选工程项目”。

为此，安徽开发矿业有限公司委托中钢集团马鞍山矿山研究总院股份有限公司于 2026 年 6 月编制了《安徽开发矿业有限公司李楼—吴集北段铁矿 800 万吨/年采选工程可行性研究报告》，设计沿用地下开采方案，按垂高方向分三期建设。一期工程维持原设计不变，开采范围-200m～-500m；二期开采范围-500m～-625m，三期开采范围-625m～-825m。-200m 以上矿体需开展专项研究，论证可行后方可回采。矿山一期工程开拓方案竖井+斜坡道联合开拓，矿山证照齐全，一期工程为正常生产状态，即利用现有系统进行生产；二期工程采用竖井+斜坡道+盲胶带斜井联合开拓方案，-650m 为有轨运输中段，电机车、矿车等大型有轨设备和无轨设备由联合副井和斜坡道下放至井下；三期工程采用竖井+斜坡道+盲胶带斜井延深联合开拓方案，-850m 水平为有轨运输中段，电机车、矿车等大型有轨设备和无轨设备由联合副井和斜坡道下放至井下。采矿方法为分段凿岩阶段空场嗣后充填法。二期工程开采合计服务年限为 22a，其中稳产期 20a，减产期 2a，二期工程不单独安排基建期，二期工程基建与一期工程开采同时进行，基建期安排 3.0a。三期工程开采合计服务年限为 19a，其中稳产期 13a，减产期 6a。三期工程不单独安排基建期，三期工程基建与二期工程开采同时进行，基建期安排 3.0a。

安徽开发矿业有限公司李楼—吴集北段铁矿 800 万吨/年采选工程为改扩建项目。依据国家安全生产相关法律法规的要求，改扩建矿山项目在其可行性研究阶段应进行安全预评价，为此，安徽开发矿业有限公司委托我公司（北京国信安科技术有限公司）进行李楼—吴集北段铁矿 800 万吨/年采选工程安全预评价工作。我公司接受委托后立即组建了安全评价小组，到企业现场踏勘，与相关人员进行座谈，交换意见，并收集相关资料，完成了现场调查工作。

本次安全预评价是根据现行的《中华人民共和国安全生产法》、《中华

人民共和国矿山安全法》、《金属非金属矿山安全规程》、《安全预评价导则》和《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）等有关法律法规的要求，严格按照国家相关法律、法规和标准，遵循科学性、公正性、合法性和针对性原则，对该项目可能存在的危险、有害因素的种类和危险有害程度进行客观、科学地分析评价，形成本《安全预评价报告》。

在本次预评价报告编制过程中，得到了各级应急管理部门、非煤矿山方面的有关专家、安徽开发矿业有限公司有关人员的大力支持，同时引用了前人的一些研究成果和技术资料，在此一并表示感谢!

目　　录

前　言 I
1.评价对象与依据 1
1.1　评价对象和范围 1
1.2　评价依据 1
2.建设项目概述 11
2.1　建设单位概况 11
2.2　自然环境概况 18
2.3　建设项目地质概况 20
2.4　工程建设方案概况 60
3.定性定量评价 143
3.1　总平面布置单元 143
3.2　开拓单元 177
3.3　提升和运输单元 217
3.4　采掘单元 226
3.5　充填单元 244
3.6　通风单元 246
3.7　防排水与防灭火单元 262
3.8　专项安全保障系统单元 275
3.9　矿山供配电设施单元 283
3.10　安全管理单元 292
3.11　重大危险源辨识单元 295
4.安全对策措施及建议 296
4.1　总平面布置 296

4.2 开拓系统 296
4.3 提升运输 297
4.4 采掘 298
4.5 通风系统 299
4.6 防排水与防灭火 300
4.7 专项安全保障系统 301
4.8 矿山供配电设施单元 302
4.9 安全管理及其它对策措施 302
5.评价结论 304
5.1 该项目存在的主要危险、有害因素 304
5.2 该项目应重点防范的重大危险、有害因素 304
5.3 应重视的安全对策措施建议 304
5.4 评价结果综述 306
5.5 安全预评价结论 307
附件 308
附图 309

1. 评价对象与依据

1.1 评价对象和范围

本次评价对象为安徽开发矿业有限公司李楼-吴集北段铁矿 800 万吨/年采选工程，评价范围为：可行性研究报告所涉及的矿山总平面布置、开拓运输、提升运输、采矿工艺、通风系统、矿山供配电设施、防排水与防灭火、压风及供水系统、专项安全保障系统及安全管理等。

本次评价不包括选矿工程、尾矿工程和爆破器材库。

本评价报告主要对评价范围的安全设施进行评价，凡涉及该项目的职业卫生、环境影响评价及地质灾害评估问题，不在本次评价范围之内。但报告中会涉及到相关内容，企业应执行国家相关法律、法规、标准和规范要求。

1.2 评价依据

1.2.1 法律法规

（一）法律

（1）《中华人民共和国矿产资源法》（1986 年 3 月 19 日第六届全国人民代表大会常务委员会第十五次会议通过　根据 1996 年 8 月 29 日第八届全国人民代表大会常务委员会第二十一次会议《关于修改〈中华人民共和国矿产资源法〉的决定》第一次修正　根据 2009 年 8 月 27 日第十一届全国人民代表大会常务委员会第十次会议《关于修改部分法律的决定》第二次修正　2024 年 11 月 8 日第十四届全国人民代表大会常务委员会第十二次会议修订）

（2）《中华人民共和国矿山安全法》（1992 年 11 月 7 日第七届全国人民代表大会常务委员会第二十八次会议通过根据 2009 年 8 月 27 日第十一

届全国人民代表大会常务委员会第十次会议《关于修改部分法律的决定》修正）

（3）《中华人民共和国特种设备安全法》（国家主席令第4号，自2014年1月1日起施行）

（4）《中华人民共和国防洪法》（1997年8月29日第八届全国人民代表大会常务委员会第二十七次会议通过根据2009年8月27日第十一届全国人民代表大会常务委员会第十次会议《关于修改部分法律的决定》第一次修正根据2015年4月24日第十二届全国人民代表大会常务委员会第十四次会议《关于修改<中华人民共和国港口法>等七部法律的决定》第二次修正根据2016年7月2日第十二届全国人民代表大会常务委员会第二十一次会议《关于修改<中华人民共和国节约能源法>等六部法律的决定》第三次修正）

（5）《中华人民共和国安全生产法》（2002年6月29日第九届全国人民代表大会常务委员会第二十八次会议通过　根据2009年8月27日第十一届全国人民代表大会常务委员会第十次会议《关于修改部分法律的决定》第一次修正　根据2014年8月31日第十二届全国人民代表大会常务委员会第十次会议《关于修改<中华人民共和国安全生产法>的决定》第二次修正　根据2021年6月10日第十三届全国人民代表大会常务委员会第二十九次会议《关于修改<中华人民共和国安全生产法>的决定》第三次修正）

（二）行政法规

（1）《地质灾害防治条例》(国务院令第394号，自2004年3月1日起施行)

（2）《特种设备安全监察条例》（国务院令第549号，自2009年5月

1 日起施行）

（3）《工伤保险条例》（国务院令第 375 号，根据《国务院关于修改〈工伤保险条例〉的决定》（国务院令第 586 号）修改，自 2011 年 1 月 1 日施行）

（4）《安全生产许可证条例》（国务院令第 397 号，根据《国务院关于修改部分行政法规的决定》（国务院令第 653 号）修改，自 2014 年 7 月 29 日起施行）

（5）《安徽省安全生产条例》（2006 年 12 月 22 日安徽省第十届人民代表大会常务委员会第二十七次会议通过　2017 年 9 月 29 日安徽省第十二届人民代表大会常务委员会第四十次会议第一次修订　2024 年 5 月 31 日安徽省第十四届人民代表大会常务委员会第九次会议第二次修订）

（6）《安徽省非煤矿山管理条例》（2015 年 3 月 26 日安徽省第十二届人民代表大会第十八次会议通过，2015 年 5 月 1 日施行）

（三）部门规章

（1）《建设项目安全设施“三同时”监督管理办法》（原国家安全生产监督管理总局令第 36 号，根据《国家安全监管总局关于修改<生产安全事故报告和调查处理条例>罚款处罚暂行规定等四部规章的决定》（原国家安全生产监督管理总局令第 77 号）修改，自 2015 年 5 月 1 日起施行）

（2）《非煤矿矿山企业安全生产许可证实施办法》（原国家安全生产监督管理总局令第 20 号，根据《国家安全监管总局关于废止和修改非煤矿矿山领域九部规章的决定》（原国家安全生产监督管理总局令第 78 号）修改，自 2015 年 7 月 1 日起施行）

（3）《生产经营单位安全培训规定》（原国家安全生产监督管理总局令第 3 号，根据《国家安全监管总局关于废止和修改劳动防护用品和安全

培训等领域十部规章的决定》（原国家安全生产监督管理总局令第 80 号）修改，自 2015 年 7 月 1 日起施行）

（4）《非煤矿山外包工程安全管理暂行办法》（原国家安全生产监督管理总局令第 62 号，根据《国家安全监管总局关于废止和修改非煤矿矿山领域九部规章的决定》（原国家安全生产监督管理总局令第 78 号）修改，自 2015 年 7 月 1 日起施行）

（5）《金属非金属矿山建设项目安全设施目录（试行）》(原国家安全生产监督管理总局令第 75 号，2015 年 7 月 1 日起施行)

（6）《特种作业人员安全技术培训考核管理规定》（2025 年 12 月 12 日经应急管理部部务会议修订通过，2025 年 12 月 17 日应急管理部令第 19 号公布，自 2026 年 6 月 1 日起施行）

（7）《安全生产培训管理办法》（原国家安全生产监督管理总局令第 44 号，根据《国家安全监管总局关于废止和修改劳动防护用品和安全培训等领域十部规章的决定》（原国家安全生产监督管理总局令第 80 号）修改，自 2015 年 7 月 1 日起施行）

（8）《生产安全事故应急预案管理办法》（应急管理部令第 2 号，2019 年 9 月 1 日起施行）

（9）《矿山救援规程》（应急管理部令第 16 号）

（四）规范性文件

（1）《国家矿山安全监察局关于进一步强化矿山顶板安全管理工作的通知》（矿安〔2026〕65 号）

（2）《国家矿山安全监察局关于加强矿山企业反“三违”工作的通知》（矿安〔2026〕63 号）

（3）《国家矿山安全监察局综合司关于印发<金属非金属矿山智能化

建设指南（2025 年版）>的通知》（矿安综〔2025〕20 号）

（4）《国家矿山安全监察局综合司关于明确矿山“五职”矿长和“五科”相关人员范围及相关要求的通知》（矿安综〔2025〕12 号）

（5）国家矿山安全监察局关于印发《矿用自救器安全管理规定（试行）》的通知（矿安〔2025〕2 号，2025 年 1 月 3 日发布并施行）

（6）《国家矿山安全监察局关于印发<2024 年矿山安全先进适用技术及装备推广目录与落后工艺及设备淘汰目录>的通知》

（7）《中共中央办公厅 国务院办公厅关于进一步加强矿山安全生产工作的意见》（厅字〔2023〕21 号）

（8）《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）

（9）国务院安全生产委员会印发《关于防范遏制矿山领域重特大生产安全事故的硬措施》的通知（安委〔2024〕1 号）

（10）国家矿山安全监察局关于印发《关于深入推进矿山智能化建设促进矿山安全发展的指导意见》的通知（矿安〔2024〕42 号，2024 年 4 月 24 日发布并施行）

（11）国家矿山安全监察局关于印发《非煤矿山建设项目安全设施重大变更范围》的通知（矿安〔2023〕147 号）

（12）国家矿山安全监察局关于印发《防范非煤矿山典型多发事故六十条措施》的通知（矿安〔2023〕124 号）

（13）国家矿山安全监察局关于印发《矿山生产安全事故报告和调查处理办法》的通知（矿安〔2023〕7 号）

（14）《企业安全生产费用提取和使用管理办法》（财资〔2022〕136 号）

（15）《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》（矿安〔2022〕123 号）

（16）《国家矿山安全监察局关于印发〈金属非金属矿山重大事故隐患判定标准〉的通知》（矿安〔2022〕88 号）

（17）《关于进一步强化安全生产责任落实坚决防范遏制矿山重特大事故的若干措施》（矿安〔2022〕70 号）

（18）《国家矿山安全监察局关于印发<关于加强非煤矿山安全生产工作的指导意见>的通知》（矿安〔2022〕4 号）

（19）《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》（矿安〔2021〕7 号）

（20）《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）

（21）《国家安全监管总局关于发布金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第二批）的通知》（安监总管一〔2015〕13 号）

（22）《国家安全监管总局关于发布金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第一批）的通知》（安监总管一〔2013〕101 号）

（23）《安徽省应急管理厅关于印发<安徽省金属非金属地下矿山顶板管理指导意见>的通知》（皖应急〔2023〕63 号）

（24）《关于加强非煤矿山安全生产许可证和建设项目安全设施设计审查有关工作的通知》（皖应急〔2022〕26 号）

（25）《安徽省应急管理厅关于印发<安徽省安全生产培训管理暂行规定><安徽省生产经营单位安全生产培训管理实施细则>的通知》（皖应急〔2021〕155 号）

（26）《安徽省应急管理厅国家矿山安全监察局安徽局关于加强安徽

省金属非金属矿山安全技术工作的指导意见》（皖应急〔2021〕144 号）

（27）《关于印发<安徽省非煤矿山安全生产风险分级监管实施办法>的通知》（皖安监一〔2015〕207 号）

（28）关于印发《安徽省非煤矿山建设项目管理办法的通知》（皖经信非煤〔2020〕94 号，2020 年 9 月 21 日起施行）

（29）安徽省应急管理厅国家矿山安全监察局安徽局《关于加强安徽省金属非金属矿山安全技术工作的指导意见》（皖应急〔2021〕144 号，2021 年 12 月 14 日发布并施行）

1.2.2 标准规范

（1）《企业职工伤亡事故分类》（GB 6441-2025）

（2）《工业企业厂内铁路、道路运输安全规程》（GB4387-2008）

（3）《供配电系统设计规范》（GB50052-2009）

（4）《建筑抗震设计标准（2024 年版）》（GB/T 50011-2010）

（5）《建筑物防雷设计规范》（GB50057-2010）

（6）《建筑灭火器配置设计规范》（GB50140-2005）

（7）《矿井提升机和矿用提升绞车安全要求》（GB20181-2006）

（8）《低压配电设计规范》（GB50054-2011）

（9）《通用用电设备配电设计规范》（GB50055-2011）

（10）《35kV～110kV 变电站设计规范》（GB50059-2011）

（11）《工业企业总平面设计规范》（GB50187-2012）

（12）《冶金矿山采矿设计规范》（GB50830-2013）

（13）《带式输送机安全规范》（GB14784-2013）

（14）《建筑照明设计标准》（GB/T 50034-2024）

（15）《爆破安全规程》（GB6722-2014）

（16）《中国地震动参数区划图》（GB 18306-2015）

（17）《危险化学品重大危险源辨识》（GB18218-2018）

（18）《建筑设计防火规范》（GB50016-2014）（2018 年版）

（19）《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）

（20）《矿山电力设计标准》（GB50070-2020）

（21）《矿山安全标志》（GB/T14161-2008）

（22）《工程岩体分级标准》（GB/T50218-2014）

（23）《用电安全导则》（GB/T13869-2017）

（24）《生产经营单位生产安全事故应急预案编制导则》（GB/T 29639-2020）

（25）《生产过程危险和有害因素分类与代码》（GB/T13861-2022）

（26）《金属非金属矿山充填工程技术标准》（GB/T 51450-2022）

（27）《安全色和安全标志》（GB 2894-2025）

（28）《金属非金属矿山排土场安全生产规则》（KA 23-2025）

（29）《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）

（30）《安全评价通则》（AQ8001-2007）

（31）《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011)

（32）《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011)

（33）《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》(AQ2032-2011)

（34）《金属非金属地下矿山防治水安全技术规范》 (AQ2061-2018)

（35）《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》(KA/T2033-2023)

（36）《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T 2034-2023)

（37）《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T

2035-2023)

（38）《金属非金属地下矿山人员定位系统通用技术要求》（KA/T2051-2016）

（39）《金属非金属地下矿山通信联络系统通用技术要求》（KA/T2052-2016）

（40）《金属非金属地下矿山监测监控系统通用技术要求》（KA/T2053-2016）

1.2.3 建设项目技术资料

（1）《安徽开发矿业有限公司李楼铁矿 2022 年度勘探总结报告》（五矿矿业控股有限公司质量计量中心，2023 年 1 月）

（2）《安徽开发矿业有限公司李楼铁矿矿床水文地质条件评价报告》（安徽省地质矿产勘查局 313 地质队，2022 年 7 月）

（3）《安徽开发矿业有限公司吴集铁矿北段 2022 年度勘探总结报告》五矿矿业控股有限公司质量计量中心，2023 年 1 月；

（4）《安徽开发矿业有限公司吴集铁矿北段矿床水文地质条件评价报告》（安徽省地质矿产勘查局 313 地质队，2022 年 7 月）

（5）《李楼铁矿和吴集铁矿（北段）联合建设工程实施方案》（中冶京诚（秦皇岛）工程技术有限公司，2007 年 9 月）

（6）《李楼-吴集铁矿井下大型采场开采过程中稳定性参数研究报告》（长沙矿山研究院有限责任公司，2014 年 4 月）

（7）《安徽开发矿业有限公司李楼铁矿矿床水文地质条件评价报告》（安徽省地质矿产勘查局 313 地质队，2022 年 7 月）

（8）《安徽开发矿业有限公司李楼铁矿隐蔽致灾因素普查报告》（安徽省地质矿产勘查局 313 地质队，2024 年 12 月）

（9）《安徽开发矿业有限公司吴集铁矿北段隐蔽致灾因素普查报告》（安徽省地质矿产勘查局 313 地质队，2024 年 12 月）

（10）《安徽开发矿业有限公司李楼铁矿安全现状评价报告》（中钢集团马鞍山矿山研究总院股份有限公司，2024 年 12 月）

（11）《安徽开发矿业有限公司吴集铁矿(北段)安全现状评价报告》（中钢集团马鞍山矿山研究总院股份有限公司，2024 年 12 月）

（12）《安徽开发矿业有限公司李楼铁矿深部矿体资源（-625m）岩石力学参数测试及开采稳定性研究与影响分析》（长沙矿山研究院有限责任公司，2025 年 8 月）

（13）《安徽开发矿业有限公司吴集铁矿北段深部矿体资源（-625m）岩石力学参数测试及开采稳定性研究与影响分析》（长沙矿山研究院有限责任公司，2025 年 8 月）

（14）《安徽省霍邱县李楼—吴集铁矿北段铁矿整合区资源储量核实报告》（安徽省地质矿产勘查局 313 地质队，2026 年 2 月）

（15）《安徽开发矿业有限公司李楼—吴集北段铁矿 800 万吨/年采选工程可行性研究报告》（中钢集团马鞍山矿山研究总院股份有限公司，2026 年 5 月）

（16）《安徽开发矿业有限公司李楼-吴集北段铁矿开采对地表建（构）筑物安全影响论证研究》（长沙矿山研究院有限责任公司，2026 年 07 月）

1.2.4 其他评价依据

（1）建设项目安全预评价委托书

（2）采矿许可证

2. 建设项目概述

2.1 建设单位概况

安徽开发矿业有限公司成立于 2003 年 7 月，是以铁矿石采选、加工、销售为主营业务的股份制企业，注册资金 157387.47 万元。该公司由五矿矿业控股有限公司控股。

安徽开发矿业有限公司隶属于五矿矿业控股有限公司。五矿矿业控股有限公司（简称“五矿矿业”）隶属于世界 500 强企业中国五矿集团有限公司，是国有独资大型黑色冶金矿山企业，为我国重要的钢铁工业原料生产企业。公司总部位于合肥市，业务分布京、沪、冀、皖、鲁、辽六省（市）。公司始建于 1951 年 7 月，先后由冶金工业部、中央企业工委、国务院国资委管理；2004 年 6 月，其前身邯邢冶金矿山管理局与中国五矿重组，归属中国五矿管理；2010 年 12 月，改制为五矿邯邢矿业有限公司。2015 年 12 月，中国五矿调整黑色矿业业务中心组织设置，五矿矿业与邯邢矿业合并运行，五矿矿业作为整合后的平台公司。2020 年 9 月，五矿矿业与鲁中矿业战略重组，成为中国五矿核心主业金属矿产领域黑色矿业平台。

安徽开发矿业有限公司原来持有李楼铁矿和吴集铁矿北段两个采矿许可证，目前李楼铁矿和吴集铁矿北段两个采矿许可证已进行合并，两矿区均安全生产许可证。李楼铁矿和吴集铁矿北段-200m 水平以上矿体均为早期独立开采区域，现已停止开采。当前两座矿山均在开采-400m～-200m 水平之间的矿体，其中-400m 中段已进入末期开采，-300m 中段目前为主要生产中段。

安徽开发矿业有限公司于 2003 年 6 月取得李楼铁矿探矿权，2004 年 4 月取得李楼铁矿采矿权（地下开采，60 万 t/a），2008 年 1 月对采

矿权证进行了变更，变更后的矿山生产规模为 500 万 t/a。

邯邢冶金矿山管理局重组安徽开发矿业有限公司之前，矿山建设了 60 万 t/a 采选工程，开采 0～24 线之间-200m 水平以上部分矿体。邯邢冶金矿山管理局入主安徽开发矿业有限公司后，2010 年 4 月，委托原中冶京诚(秦皇岛)工程技术有限公司，开展了李楼铁矿 500 万 t/a 采矿工程设计。

吴集铁矿北段前期由安徽霍邱诺普矿业有限公司投资建设，设计规模为采选工程 99 万 t/a。2006 年矿山被中国五矿邯邢冶金矿山管理局收购。2009 年 06 月委托原中钢集团马鞍山矿院工程勘察设计有限公司开展了吴集铁矿北段 200 万 t/a 采矿工程设计。

李楼、吴集铁矿北段两矿体为两条平行赋存的矿脉，走向相同，埋深相近，水平距离不足 1km，且属于同一个开采主体，具备联合开采的条件。为了优化开采方案、提高矿山装备水平、高效集约利用资源，实现规模化开发，增强企业竞争力，在两矿山作为单体项目进行决策和实施的基础上，通过多次论证，委托中冶京诚（秦皇岛）工程技术有限公司和中钢集团马鞍山矿院工程勘察设计有限公司分别对李楼铁矿和吴集铁矿北段安全专篇设计进行了优化整合及变更设计，吴集铁矿北段和李楼铁矿的辅助斜坡道、排水系统、运输系统进行设计联通。

2012 年 10 月，李楼铁矿和吴集铁矿北段安全设施设计变更通过原国家安全生产监督管理总局和原安徽省安全生产监督管理局审查。同年 12 月中国安全生产科学研究院对公司安全设施进行安全验收评价，具备验收条件。2012 年 12 月原国家安全生产监督管理总局和原安徽省安全生产监督管理局分别成立验收组对李楼铁矿和吴集铁矿北段采选工程安全设施进行了竣工验收，同意两个项目安全设施通过竣工验收。

2013 年 2 月两矿山均取得安全生产许可证。验收通过后一直按照设计的规模开展至今，通过十多年的联合生产运营，提升了矿山开采的规模效应，降低了运营管理成本，公司目前的技术经济指标处于行业前列。

安徽开发矿业有限公司 2025 年向安徽省自然资源厅递交了《关于申请李楼铁矿与吴集铁矿北段两处采矿权合并的请示》(安徽开发矿业呈[2025]24 号)。安徽省自然资源厅经研究，并通知六安市自然资源和规划局征求市有关单位、霍邱县意见并报六安市人民政府同意，于 2026 年 1 月 19 日下发了《安徽省自然资源厅关于霍邱县李楼铁矿与吴集铁矿北段采矿权合并的复函》（皖自然资矿权函[2026]12 号）。复函要求：①原则同意按照李楼铁矿、吴集铁矿北段其中 1 个采矿权利用原有生产系统申请扩大矿区范围变更登记方式办理合并。②按照国家有关法律、法规和自然资源部关于《矿产资源法》实施衔接过渡的有关规定，抓紧做好矿产资源储量核实、矿产资源开采方案、矿区生态修复方案的编制及其他有关工作。

随着矿山-400m 水平以上资源的持续开采，矿山开拓矿量仅能维持目前的平稳产能约 6 年，后将面临减产，为了维持矿山产能平稳持续发展，安徽开发矿业有限公司提出了“李楼-吴集北段铁矿 800 万吨/年采选工程项目”。

为此，安徽开发矿业有限公司委托中钢集团马鞍山矿山研究总院股份有限公司于 2026 年 6 月编制了《安徽开发矿业有限公司李楼—吴集北段铁矿 800 万吨/年采选工程可行性研究报告》，设计沿用地下开采方案，按垂高方向分三期建设。一期工程维持原设计不变，开采范围-200m～-500m；二期开采范围-500m～-625m，三期开采范围-625m～-825m。-200m 以上矿体需开展专项研究，论证可行后方可回采。矿山

一期工程开拓方案竖井+斜坡道联合开拓，矿山证照齐全，一期工程为正常生产状态，即利用现有系统进行生产；二期工程采用竖井+斜坡道+盲胶带斜井联合开拓方案，-650m 为有轨运输中段，电机车、矿车等大型有轨设备和无轨设备由联合副井和斜坡道下放至井下；三期工程采用竖井+斜坡道+盲胶带斜井延深联合开拓方案，-850m 水平为有轨运输中段，电机车、矿车等大型有轨设备和无轨设备由联合副井和斜坡道下放至井下。采矿方法为分段凿岩阶段空场嗣后充填法。二期工程开采合计服务年限为 22a，其中稳产期 20a，减产期 2a，二期工程不单独安排基建期，二期工程基建与一期工程开采同时进行，基建期安排 3.0a。三期工程开采合计服务年限为 19a，其中稳产期 13a，减产期 6a。三期工程不单独安排基建期，三期工程基建与二期工程开采同时进行，基建期安排 3.0a。

安徽开发矿业有限公司李楼—吴集北段铁矿 800 万吨/年采选工程为改扩建项目。

矿区位于安徽省霍邱县县城 280°方位，距离 45km。济广高速、阜六铁路从矿区西南角穿过，矿区距 105 国道 1.5km，交通便利。见图 2-1。

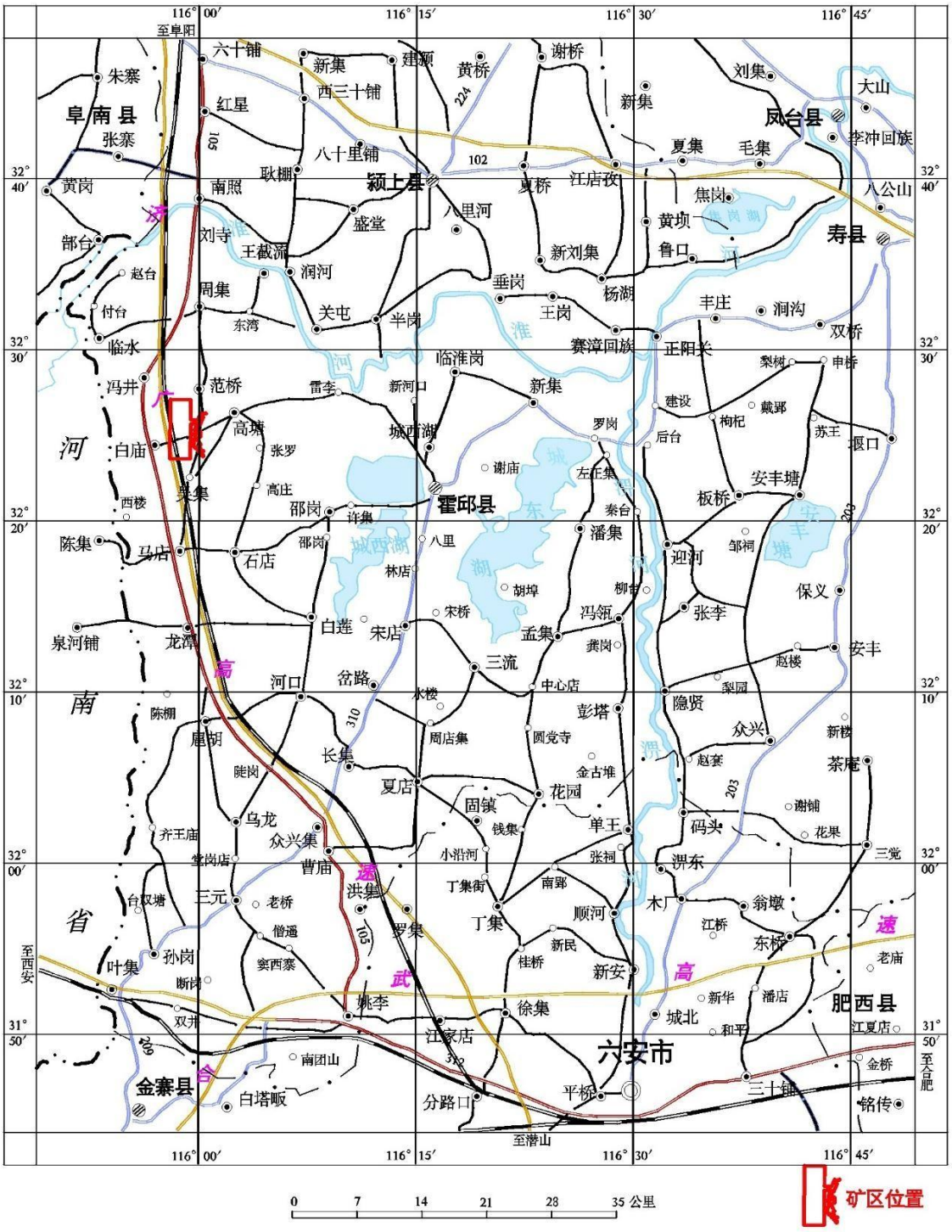


图 2-1　矿区位置及交通情况图

矿山行政区划属冯井镇，地理坐标为东经 115°56′52.6″～115°57′48.8″；北纬 32°22′00″～32°24′12″。

矿区与安徽省战略性矿产找矿行动专项攻关工程（霍邱地区深部铁矿勘查工程）第一批地质勘查基金项目（2024 年新立，任务书文号为皖自然资勘函〔2024〕47 号，项目编号为 2024-1-4）的“霍邱县吴集铁矿北段外围铁矿普查”项目重叠，周围矿权设置密集，矿区北部为周油坊铁矿，东北侧为红家岗铁矿，南侧为吴集南铁矿、万庄铁矿。

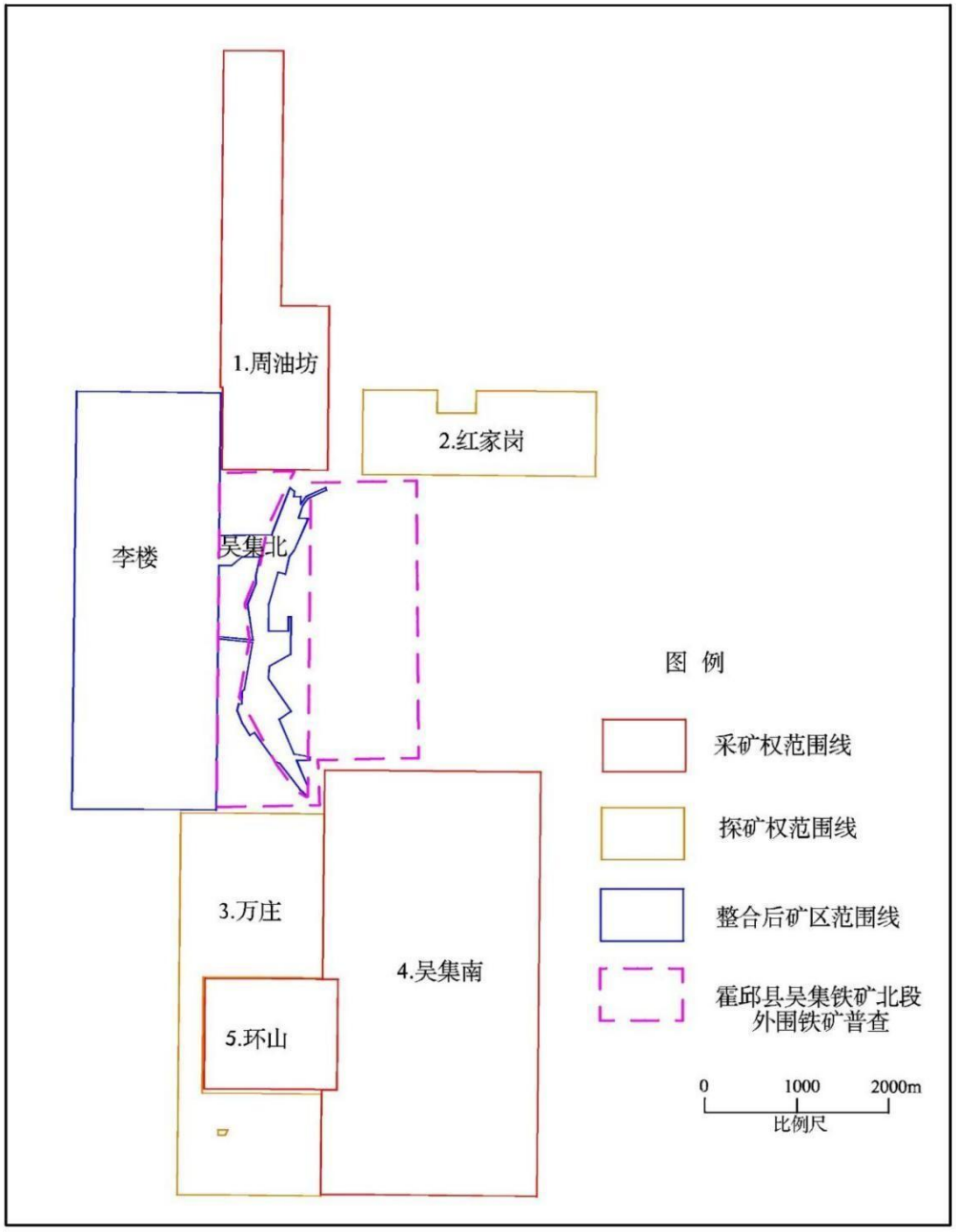


图 2-2 安徽开发矿业整合区周边矿业权设置图

表 2.1-1 安徽开发矿业整合区周边矿业权设置情况表

序号	矿权人名称（采矿权人）	项目名称（矿山名称）	工作程度	矿种	面积(km^2)	生产规模	现状
1	安徽金日晟矿业有限责任公司	安徽金日晟矿业有限责任公司周油坊铁矿	勘探	铁矿	3.89	大型	有效采矿权
2	安徽霍山金龙矿业有限公司	安徽省霍邱县红家岗铁矿勘探	普查	铁矿	2.24		有效探矿权
3	六安索伊矿业有限公司	安徽省霍邱县万庄铁矿详查	详查	铁矿	4.87		探矿权保留
4	安徽大昌矿业集团有限公司	安徽省霍邱县吴集铁矿（南段）	详查	铁矿	10.6759	大型	有效采矿权
5	霍邱大昌环山矿业有限公司	六安市霍邱县环山铁矿	详查	铁矿	1.7389	小型	有效采矿权

矿区及周边相邻区域无生态红线保护区，矿区范围内无名胜古迹，无重要地质遗迹（国家级地质公园），不在禁止、限制开采矿产的区域之内，与其它矿权无重叠。

矿区内大面积为基本农田保护区，其余部分主要为村落（居民点）等。矿区内部分与城市开发边界（此处城市开发边界为安徽开发矿业有限公司的办公、生活、选矿场地）重叠，城市开发边界与资源量估算范围不重叠。

根据李楼铁矿井上井下对照图，地表分布的建筑物主要有调度楼、行政楼、1 号食堂、2 号食堂、职工宿舍区、1 号副井、1 号主井、2 号主井、3 号主井、李楼北风井、李楼南风井、主选矿厂、生产新水储水池、110kV 变电站、1 号充填站、2 号充填站、高压线塔、吴集北风井、联合副井、3 号充填站、吴集南风井、二堰村民组、西圩村民组、学田村民组、马圩村民组、五里村民组、迎风岗村民组、酒坊村民组、新塘村民组、李楼村民组以及桥头村民组等。

根据吴集铁矿（北段）井上井下对照图，可知地表分布的建筑物主要有调度楼、行政楼、1 号食堂、2 号食堂、职工宿舍区、1 号副井、1 号主井、2 号主井、3 号主井、李楼北风井、李楼南风井、主选矿厂、生产新水储水池、110kV 变电站、1 号充填站、24 线南措施井、24 线北措施井、2 号充填站、高压线塔、吴集北风井、联合副井、3 号充填站、吴集南风井、二堰村民组、西圩村民组、学田村民组、马圩村民组、五里村民组、迎风岗村民组、酒坊村民组、新塘村民组、李楼村民组以及桥头村民组等。

矿山周围无其他重要建筑物、环境保护区、文物景点等敏感区域，矿区内亦无国家铁路干线、高压线路、光缆等通过。

2.2 自然环境概况

2.2.1 地形地貌

矿区地处淮河 II 级阶地区，阶面平坦，海拔高度+40m～+57m。西部为侵蚀构造丘陵区，自南东向北西延展，丘陵顶面南高北低，标高一般为+70m～+150m，最高点西大山达+419.41m。

区内沟塘密布，沣西干渠自南向北流经矿床西侧；拗谷、冲沟发育，多呈北东～南西向展布。谷地标高+27m～+36m，雨后有暂时性流水，自西而东或南而北径流，最后汇入距矿床 10km 的城西湖。

根据地貌形态区域地貌分为河漫滩、一级阶地、二级阶地、低丘四个地貌单元。

河漫滩：分布于城西湖和现代河流两侧，滩面微缓起伏，近河床部分地段有微微高起的小垅岗地形及洼地组成物为全新统粉质粘土、粉细砂，局部含淤泥质，为堆积类型。

一级阶地：由全新统粉质粘土、含淤泥质粉质粘土组成。阶面绝

对标高 23～27m，前缘与河漫滩有明显高差（1～3m），阶面较平坦，局部浅岗起伏，形成微高地。一级阶地整体向河漫滩微倾。阶面上坳谷、冲沟切割甚微，坳谷深 2～3m，冲沟多分布于坳谷底部，宽 2～4m，洪水期间可被淹没。成因类型为堆积-剥蚀类型。

二级阶地：分布于中南部广大区域，出露岩性为第四系上更新统粉质粘土、粘土。阶面向淮河河床微倾，绝对标高 27～50m，由于暂时性水流冲刷、切割，阶面起伏较大，其坳谷冲沟发育，坳谷切割较深，一般 3～10m，局部 15～18m，谷底发育冲沟，宽 2～10m，切深 1.5～8m，成因类型为堆积-剥蚀类型；低丘：分布于矿区西侧和四十里长山，为基岩裸露区和高程大于 50m 的岗坡地，丘体多不连续，呈近南北走向的带状分布，绝对标高 70～200m，丘顶多较平滑，坡体坡度 5～20°。沿基岩裸露区外围发育着亚粘土、含砾亚粘土及碎石土残坡积物，与二级阶地缓坡相接，分布标高 50～70m，局部 135m，地形坡度 3～5°，其上侵蚀沟发育，宽 1～2m，深 0.5～2m，呈“V”形，局部呈“U”形。

2.2.2 气候

矿区属北亚热带湿润季风气候区，气候温和，雨水适中，光照充足，雨热同季，季风显著。四季分明，具有“春暖、夏热、秋爽、冬寒”的四季气候特征。霍邱县年降水主要集中在每年的 5～8 月份，梅雨季节一般在 6～7 月间，梅雨季节的特点是降水集中，雨日多、雨量大，连阴雨和大暴雨经常发生。

春季温暖多变，偶有低温连阴雨现象；夏季温度高，日照强、蒸发量大、雨量集中，大雨、暴雨多，时有洪涝灾害发生；秋季天高气爽、昼夜温差大，偶有低温寒冷现象；冬季气温下降，寒冷干燥，多

晴冷天气，盛行东～东北风。根据霍邱县气象局 1958～2022 年气象资料：多年平均气温 15.3°C，极端最高气温为 41.2°C（1959 年 8 月 23 日）、极端最低气温为-16.6℃（1969 年 1 月 31 日）；多年平均降水量 1003.0mm，一周最大降水量 371.3mm（1968 年 7 月 13 日-18 日）、一日最大降水量 211.6mm（1968 年 6 月 13 日）、一小时最大降水量 73.2mm（1982 年 8 月 6 日 2 时 50 分到 3 时 50 分）、十分钟最大降水量 26.6mm（1964 年 8 月 16 日 19 时 35 分到 19 时 45 分）。多年平均蒸发量 1354.2mm，多年平均地温 17.0℃，多年平均相对湿度 77%，多年平均日照时数 2148h，多年平均无霜期 226d，多年平均冻土深度 8cm 左右。常年风向以偏东风为主，四季盛行；春季、夏季盛行东-东南风，秋季、冬季盛行东北-东风；3～9 月份风速 2.8-7.7m/s，年平均风速 3.1m/s。1958～2018 年年际间降水量差异较大，年均降水量相差 1265.1mm（1978 年降水量为 472.4mm、2007 年降水量为 1737.5mm）；年内月均降水量差异也较大，月均降水量相差 174.6mm（7 月、12 月）。霍邱县年降水主要集中在每年的 5～8 月份；不同地区的降水量略有差异，正常年份和多雨年份降水量是南多北少，降水量相差 100～300mm。

根据中国地震局《中国地震动参数区划图》（GB18306-2015），矿区地震动峰值加速度（g）分区值以 0.05g 为主，地震基本烈度为Ⅵ度。总体看来，矿区地壳相对比较稳定。

另根据本县历史记载，本区地震以霍山、麻城为中心，霍邱地区已发生 6 级地震，近年来仍在活动，仅 1970～1973 年发生 4 级以上地震 4 次，小于 4 级地震较频繁。

2.3 建设项目地质概况

2.3.1 矿区地质概况

霍邱铁矿区位于华北地台南缘，六安断裂以北，合肥坳陷和潢川坳陷之间，它是华北克拉通早前寒武纪地壳演化的产物。

根据霍邱铁矿的变质构造单元建造、构造地质属性及变质构造演化，可将霍邱铁矿区划分为 3 大构造层 5 个构造亚层：新太古-古元古界基底型构造层（蚌埠构造层、凤阳构造层）、新元古-古生界盖层型构造层（后凤阳构造层）、中-新生界大陆边缘活动带型构造层（燕山构造层、喜马拉雅构造层）。

（1）矿区地层

整合区地层简单，主要有霍邱群吴集组、霍邱群周集组、青白口系刘老碑组以及第四系地层。

1）吴集组（Ar_4w）

下段（Ar_4w_1）：未出露古地表，主要岩性为混合岩、条痕状混合岩、混合黑云母斜长石片麻岩及混合岩化黑云母斜长石变粒岩。与上段岩性呈渐变过渡，混合岩化逐渐减弱，岩石中角闪石含量增多，并间夹角闪岩及有混合花岗岩穿插。揭露厚度大于 210m，分布于矿床东部。

上段（Ar_4w_2）：自下而上可分七个岩层：下混合岩、片麻岩层（$Ar_4w_2^1$），下含铁片岩层（$Ar_4w_2^2$），中下斜长石片麻岩层（$Ar_4w_2^3$），中含铁片岩层（$Ar_4w_2^4$），中上斜长石片麻岩、混合岩层（$Ar_4w_2^5$），上含铁片岩、片麻岩层（$Ar_4w_2^6$），上斜长石片麻岩、混合岩层（$Ar_4w_2^7$）。

2）周集组（Ar_4Z）

在区域范围分上、下段，但在本矿区上段更为发育，岩石组合上具有明显的韵律界线，规模上也有可分性，因此在本矿区，霍邱群周集组地层可分三个岩性段，由下而上为：

角闪黑云变粒岩段（Ar_4Z_1）：揭露厚度约 150m，分布于矿区的西部。主要岩性有角闪黑云斜长片麻岩、角闪黑云斜长变粒岩、闪石云母白云石大理岩，少量斜长石英云母片岩、铁闪片岩、斜长角闪岩等。

含矿岩段（Ar_4Z_2）：厚度 30～195m。有三层矿体和三个透镜状矿体组成，矿体之间的隔层包括了顶底岩段中的所有岩性，但以石英云母类片岩、铁闪片岩为主，白云石大理岩杂质含量较少，部分相当纯净，片麻岩中富铝矿物更加普遍。

白云石大理岩段（Ar_4Z_3）：推测厚度 600m，分布与矿区的中部。主要岩性有白云石大理岩、透闪金云白云石大理岩、石英透闪白云石大理岩等。

3）青白口系刘老碑组（Qnl）

揭露厚度 0～170.31m，分布于矿床南部西侧（李楼铁矿），分布于李楼铁矿 7 线以南，厚度变化呈自北向南，自东向西逐渐变厚。主要岩性有青灰、土黄色薄层～中厚层泥质灰岩、夹粉砂粘土岩、泥质白云质灰岩、砂质灰岩，下部为薄～中厚层暗色石英砂岩、砂砾岩。

4）第四系（Q）

总厚 99.72～156.39m，由下而上岩性如下：粘土、亚粘土及砂互层，厚度 4～140m；亚粘土，含铁锰及钙质结核，厚度 14～90m；亚粘土、细粗砂互层，厚度 10～48m。

（2）矿区构造

1）褶皱

矿区位于周集倒转向斜构造内（李楼铁矿位于倒转向斜倒转西翼，吴集铁矿北段位于倒转向斜正常翼东翼）。李楼铁矿矿床地

层走向近南北，倾向西，倾角大于 70º，局部上部缓下部陡，在标高-400～-600m 附近产状近直立，局部-600m 以下向东倾斜；吴集铁矿北段矿床地层 28 线起以北转为南北向，36 线以北渐变为北北东向，倾向北西～西，倾角一般为 50°～85°，局部大于 85°，为南缓北陡，浅部缓深部陡的特征。构造形态在矿床的南、北部主要表现为倒转向斜东翼的单斜构造，但由于历经多次构造变动，次一级褶皱比较发育，表现为单斜构造的波状弯曲。

向斜轴面略呈向西凸出的弧形，走向近南北，倾向西，倾角 60～70 º。由于轴面断层作用造成向斜东翼局部缺失，致使核部白云石大理岩段造成超覆与下伏周集组上段（Ar_4Z_1）角闪黑云变粒岩直接接触，局部缺失石英镜铁矿（II 号）矿体。

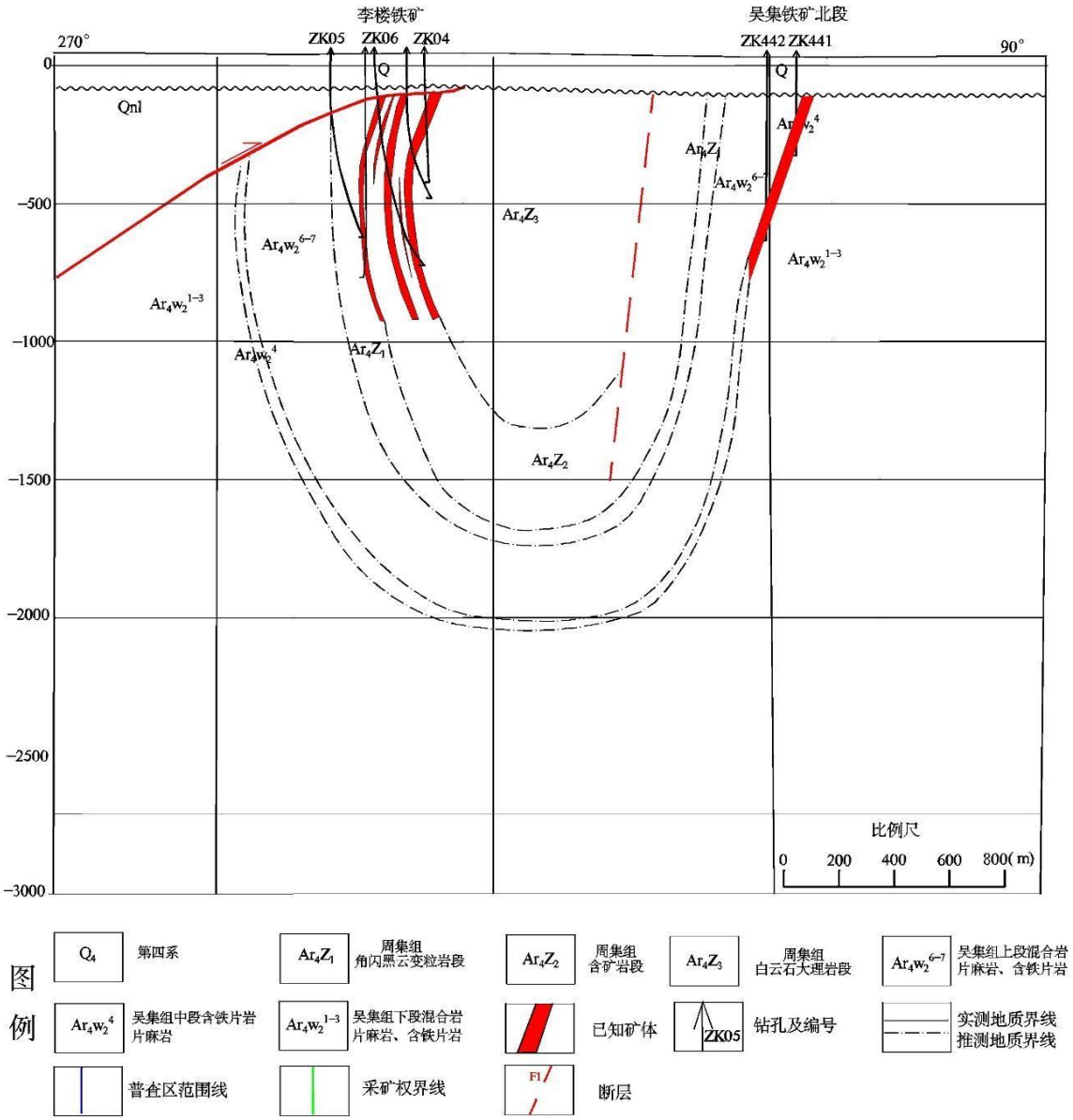


图 2.3-1 李楼-吴集铁矿北段构造形态图

2）断层

矿区内主要断层有两组，即纵向断层（F_1、F_2、F_3）和斜交断层（F_4）。纵向断层其迹象表明是因倒转褶皱而发生的轴向断裂，性质为逆断层；斜交断层属于同期的“X”形断裂，性质为正～平移断层。断层影响范围的岩石和矿物成分有绿泥石、绢云母、滑石、碳酸盐矿物、赤铁矿以及石英、钾长石、（多硅）白云母、铁白云石、镜铁

矿等。断层空间大多为辉绿岩、石英辉绿岩、伟晶岩、石英脉等侵入充填。各断层确立依据如下：

① F_1 断层：位于矿床东侧，见于吴集铁矿床 40 线西段。该线上周集组上部白云石大理岩段直接覆盖于吴集组混合岩之上，缺失周集组下岩段，这在原岩建造系列的顺序上不协调。在接触界线两侧有一相当规模的破碎带；见于混合岩中的破碎带假厚度 61m，其中 314～357m 孔段为连续的破碎带，以碎粒～糜棱岩化为主；次为角砾状构造。见于白云大理岩中的破碎带断续假厚度达 125m，岩石多具有强烈压碎和蚀变（白泥化）其内有多层辉绿岩，在周集组白云石大理岩与吴集组混合岩界面上便有一层假厚度 13.46m 的辉绿岩，可能即是断面空间。

该断层走向近南北，倾向西，倾角约 70º左右。根据断层切穿白云石大理岩段中的石英白云石大理岩层，该处可能为向斜核部，该断层为轴面主断裂。

② F_2 断层：根据钻孔及坑道揭露情况，该断层为逆断层，位于矿床中部，与 F_1 近平行，见于 17 线-400m 中段 21-5、21-3 采场-325m、-350m 分段，7 线 ZK73，0 线 ZK04、ZK02，2 线 SBK21，4 线 ZK41、ZK42，6 线 ZKB61 和 8 线 ZK83、ZK84 钻孔，向南延伸至 10 线，北部延伸到 F_4 断层。断层走向近南北，上部倾向西，倾角 60°～80°；中部近直立；下部向东倒转约 80°，断层倾斜滑距约 300m。

断层效应主要表现在 7 线和 8 线的主矿体及部分围岩重复叠置，并以辉绿岩作为主界面。断层影响范围内的岩石及其矿物搓碎～重结晶、变形～交代重结晶现象相当普遍，形成宽约 70m 左右的破碎带。见于不同钻孔中的辉绿岩分别为橄榄辉绿岩和石英辉绿岩，未见二者穿切关系。在该断层部位岩层由于软硬不一，造成在走向呈

波曲形折线状，但仍以低角度斜切片理。

③ F_3 断层：有个别钻孔揭露该断层，未有坑道工程揭露。该断层位于矿床中西部，与 F2 近平行，向北延伸情况不详，向南延伸至 0 线。

F_3 断层为辉绿岩充填，断层带内具有搓碎～交代重结晶等不同变质和变形程度的构造岩，岩石变质和变形现象主要表现在：片麻岩或变粒岩中的黑云母普遍退色呈棕色化，同时析出铁矿物，局部有白云母呈条痕～条纹状聚集并切穿片理。经压碎～重结晶的斜长石呈长条状，最长达 2cm 以上。石英呈脉状趋势明显，大理岩中常见片理化“白泥带”，局部出现大量石英细条纹。裂隙中生成有白云石、菱铁矿和石英等矿物。铁闪片岩中析出镜铁矿，其鳞片切穿闪石晶体且不受其颗粒限制。此外，各种岩石中常见碎粒～糜棱岩化、赤铁～褐铁矿化以及绿泥～碳酸盐化等变形～变质现象，与交代重结晶现象呈带状交替出现。

④ F_4 断层：该断层推断为正平移断层，位于矿床北部，为本矿床与周油坊矿床的分界线，磁异常平面图显示断层所在位置正负磁异常急剧变化和正磁异常带明显错动。推测断层走向北西，倾向北东，倾角大于 70°，水平错距约 600m，垂直断距数百 m。

周油坊 ZK141 钻孔在 141～276m 处为周集组下部变粒岩段，其下至 387m 为上部白云石大理岩段，中间缺失含矿岩段。在上、下两个岩段间，见于下部岩段中有一假厚度 31m 的破碎带，上部岩段中有一假厚度 75m 的破碎带。破碎带内见有早期糜棱岩再次成为晚期角砾岩中的碎块，同时有新生成的白云石、菱铁矿和石英等矿物。白云石大理岩中常见片理化“白泥带”，并见有 4 层辉绿岩，由于 F_4 断层破坏作用，造成李楼铁矿床相对抬升和周油坊铁矿床相对下降。

吴集铁矿北段经 ZK481、ZK482 验证，ZK481 孔所见均为吴集组地层，而在东 60m 处施工的 ZK482 于 315～360m 孔段见一破碎带，岩心破碎，中间部位已呈糜棱岩，结构不易辨认，该孔断层以上为周集组大理岩，以下则为吴集组混合岩化黑云斜长片麻岩。

3）破碎带

是指断层以外的一系列破碎和断裂，它们与褶皱～断裂为同一应力场产物，与断层的区别只在没有造成岩层明显错移，但其内部相对错移可能更为复杂也更难以确定。破碎带主要见于 F_2、F_3 断层两侧及 F_4 断层附近，涉及范围达整个含矿岩段及其顶、底板岩段的一部分，密集或稀疏，均无规律性，带内变质现象复杂，有进变质也有退变质或复变质，但以退变质为主。变形现象以机械破碎为主，同时还存在各种形变、重结晶和交代重结晶、双晶化等现象。这些一方面表明破碎带活动具有多期性，另一方面还表明带内应力分布不均匀。

破碎带的重要意义是对矿床的深刻改造作用。破碎带是应力集中地带，同时又是变质热液通透地带，破碎和热液作用同时促进了矿物结晶和形成新的矿物组合，但基本上是处于封闭的条件下，所以新矿物组合和原来矿物组合的化学成分仍基本相同。

破碎带中最具典型意义是交代重结晶矿物为片状镜铁矿和白云母，二者均呈条痕～条纹状顺沿片理或以低角度斜切片理产出，有时呈雁行状排列。其矿物组合单调，多数粒度较粗且定向分布。条痕～条纹状界面整齐，劈开性好，分布局限，且不稳定，不具韵律性且不受岩性限制，在不同岩石中以同一特征出现（如片状镜铁矿可出现于片岩中，穿切包括黄铁矿在内的所有铁矿物；白云母亦在矿体中穿切铁矿物颗粒和条痕～条纹等）。二者在成分上继承了原岩

中的铁矿物和闪石类矿物成分，结构构造上则可能主要受应力作用制约以及流动介质的促进，但由于应力分布不均匀，则造成了变质和变形程度不等的复杂综合体。透入其他岩石中的破碎带，岩石中常见碎粒～糜棱岩化现象以及绿泥～碳酸盐化变形和变质现象，与交代重结晶现象交替出现。

目前，-400m 中段北沿井巷工程接近 F_4 断层，常揭露小型破碎带，例如 2020 年 8 月间于-425m 水平进行 25#穿脉掘进时揭露两处围岩破碎严重区域，该区域距 F_4 断层平均约 140m，岩石完整性和稳固性极差，支护难度较大，破碎部位呈带状，与 F_4 断层产状一致，内部充填物已蚀变呈黄褐色泥状，推断为受 F_4 断层影响的破碎带，依据现有-350m 水平和-400m 水平钻孔揭露情况判断 23 线以北岩矿破碎极为严重。

（3）矿区岩浆岩

整合区西侧（李楼铁矿段）岩浆岩所见厚度多为 1m 以下，少数达数 m，为顺层或斜切片理呈脉状侵入体，岩性有花岗岩、伟晶岩、云英岩化花岗-伟晶岩、辉绿岩、微晶辉绿岩、石英辉绿岩等；辉绿岩：见于变质岩层中，部分侵入盖层青白口系中，所见有两种岩性，其一为橄榄辉绿岩，一般具有较新鲜的矿物组合和清楚的辉绿结构，一部分为具有微晶～细粒辉绿结构的辉绿玢岩；其二为石英辉绿岩，其中长石为中长石和钾钠长石，暗色矿物为角闪石～黑云母，杏仁体多为白云石、铁白云石，且有时呈定向分布。后者被伟晶岩和石英脉穿切，以及在橄榄辉绿岩中呈捕虏体存在等。因此两种辉绿岩应为不同期侵入岩。其中石英辉绿岩在侵入过程中显然经过围岩混染或变质热液交代作用，可能是区域变质结晶作用后期或主褶皱期产物，是地层在深层条件发生褶皱挤压和出现补偿性断

裂情况下，地幔物质被挤入造成的，所以这类辉绿岩在地层中往往是无根的。橄榄辉绿岩因贯穿了地台盖层沉积岩，故应是地台活化期～燕山期侵入岩。它与石英辉绿岩又出于同一通道，则表明晚期的浅层断裂构造继承了早期的深层断裂构造。此外，辉绿岩中可见到近于直立的板状～片状劈理，由方解石充填，反映了侵入过程中的动力作用。

整合区东侧（吴集铁矿北段）内岩浆岩较发育，均呈脉状产出，按岩性分主要有：混合花岗岩和混合花岗伟晶岩。在混合岩化作用强盛期，由于热力主导作用，形成了重熔类型的原地～半原地产物，在此基础上发展成为异地侵入。次为辉绿岩（辉绿玢岩），少量煌斑岩、石英脉。其生成次序：混合花岗岩、混合花岗伟晶岩最早，后为辉绿岩，而煌斑岩晚于辉绿岩，石英脉最后生成。

a 混合花岗岩

主要分布于南侧，其形态及空间分布部分受基底褶皱时所产生的断裂控制，其产状可分顺层和斜切两种，前者多呈过渡关系，而后者一般界线清楚。岩脉产状以倾向南西为主，倾角 15～60°。与围岩接触处未见蚀变现象，对矿体亦无再造富集作用，但切割破坏矿体。

区内所见混合花岗岩较为一致，岩石:呈肉红色，块状构造，为不等粒花岗变晶结构，交代结构，主要矿物成份为钾长石、斜长石和石英，三者含量略相等，占 90%左右，少量黑云母、白云母、磷灰石、锆石、电气石等，钾长石交代和包裹斜长石、石英，也见有包裹黑云母的现象，交代蠕英结构亦常见。

b 混合花岗伟晶岩

混合花岗伟晶岩主要分布于 20 线附近。呈脉状或不规则，倾向

主要为南西，常与混合花岗岩伴生，多为渐变关系，有时呈团块状分布于混合花岗岩之中。矿物成份与混合花岗岩相同，从上述特征推测应与混合花岗岩同源，仅时间上形成稍晚一些，厚度数 m 至几十 m 不等。

c 辉绿玢岩

辉绿玢岩呈脉状或不规则，倾角较陡，一般大于 75°，倾向南西或北东，常见穿插混合花岗岩（混合花岗伟晶岩）；岩石：灰绿～灰黑色，多呈斑状结构，基质具辉绿结构，块状构造，部分具杏仁状构造。斑晶主要由辉石、橄榄石、基性斜长石组成；基质以基性斜长石、辉石为主，含少量磁铁矿等。

d 煌斑岩

暗绿～墨绿色，煌斑结构，块状构造（时具杏仁状构造），斑晶由辉石、橄榄石及基性斜长石组成；基质以辉石和基性斜长石为主，含少量磁铁矿。分布不普遍，仅见于 ZK164、ZK402 钻孔中，产状较陡，倾角大于 70°或直立。

e 石英脉

钻孔中都零星分布，多呈脉状，不规则团块状产出，倾角一般在 40～50°，少数 60～75°，生成时间较晚。岩石为白色，他形不等粒状集合体，矿物成份单一，主要为石英，部分集合体团块沿片麻理面贯入，略显定向排列。

（4）变质作用及围岩蚀变

低角闪岩相变质作用产物，它是由阜平期蚌埠运动引起的区域变质作用，形成霍邱岩群变质岩石的基本特征。在富铝泥质变质岩中，特征变质矿物可见十字石、蓝晶石、矽线石，堇青石等；矿物的共生组合石榴石、角闪石、黑云母等，石英、磁铁矿的粒度特征

等，均表现为区内主期变质作用。

矿区吴集组（Ar_4W）、周集组（Ar_4Z）岩性矿物组合主要为石榴石+黑云母+斜长石+石英；石榴石+角闪石+斜长石+石英；白云石+方解石+透闪石+金云母；矿体主要产在氧化物相含铁建造中，其矿物共生组合基本为：石英+磁铁矿+硅酸盐(角闪石、铁闪石--镁铁闪石、阳起石--透闪石、透辉石)，是典型的低角闪岩相特征矿物。

变质作用对铁矿的影响，主要表现为矿石矿物成分和结构构造的变化，即沉积矿物组合被改造为相应的变质矿物组合，隐晶细粒结构经过重结晶作用变为显晶结构，粗粒结构、条纹条带状构造保存延续下来。这些成分和结构构造的变化对选矿提供了非常有利的条件。铁硅酸盐被氧化为磁(赤)铁矿只对矿石品位略有影响。至于矿体在中高温、中压变质条件下，具有塑性状态，局部有些塑性变形和塑性流动现象，而矿体的规模和品位则不发生根本性的改变。

2.3.2 水文地质概况

（1）区域水文地质

霍邱铁矿区广泛分布第四系，砂性土发育，为孔隙水赋存提供了良好的空间。霍邱铁矿区西部四十里长山丘陵分布有碳酸盐类岩石，岩溶较为发育，为地下水的赋存和运移提供了条件。中部第四系之下为变质岩类岩石，裂隙不发育，含水较贫乏。唯风化带含有稍丰富的风化裂隙水。东部第四系之下，广泛分布中生代“红层”含水贫乏。

本区构造以断裂最为发育，主要为北西西向及北北东～北东向两组，以压扭性为主，多被充填愈合，一般富水性较差。部分张性、张扭性富水性稍强。构造运动也对区内地形地貌形态起主导因素，四十里长山构造剥蚀丘陵区，孤耸于测区西部，直接接受降雨补给。区内

河漫滩、一、二级阶地地形较平坦，为大气降水渗透提供了有利条件。

根据地下水赋存条件、将地下水分为松散岩类孔隙水、碎屑岩类裂隙水、孔隙水、碳酸盐类裂隙岩溶水和变质岩类裂隙水四个基本类型。各含水层之间存在一定程度水力联系，基岩各含水层之间无隔水层存在，通过裂隙发生水力联系；中下更新统孔隙含水层与基岩风化裂隙含水层之间局部有天窗存在，通过天窗发生水力联系；全新统孔隙含水层与中下更新统孔隙含水层之间亚粘土层厚度大、分布稳定，水力联系较差。

（2）矿区水文地质条件

1）概述

矿区自矿山建设以来，开展了大量的水文地质工作（详查和储量核实），施工了多个水文地质钻孔、供水井、竖井勘察孔，依托这些工程开展了诸如地下水动态观测、钻孔抽水试验、水质分析、水文测井等工作。

地质勘探期间补充施工 6 处水文地质勘查孔，包括李楼 4 处（SW01、SW02、SW03、坑内钻 ZK01）钻孔，吴集铁矿北段 2 处（SW04、坑内钻 ZK02）。

其中李楼 SW01 钻孔位于 12 线西侧，孔深 168.50m，揭穿整个第四系，滤管自 114～139.5m（114m 以上为止水套管，139.5 以下为裸孔），成井之后进行了抽水试验，用以研究现阶段古老变质岩区风化含水层水文地质特征。SW02 钻孔位于 15-19 线东侧中间，孔深 398.80m，揭穿第四系后进入周集组地层，滤管自 120～150m（120m 以上为止水套管，150 以下为裸孔），成井之后进行了抽水试验，用以研究现阶段第四系松散岩类孔隙含水岩组、风化含水层和周集组含水岩组水文地质特征。SW03 钻孔位于 44-48 线中间，孔深 252.80m，揭穿第四系后进

入周集组地层，滤管自 114～139.50m（114m 以上为止水套管，139.50 以下为裸孔），成井之后进行了抽水试验，用以研究现阶段第四系松散岩类孔隙含水岩组、风化含水层和周集组含水岩组水文地质特征。坑内钻 ZK01 钻孔孔口位于井下-400m 中段，孔深 300m，成井之后未见水位，未进行抽水试验，用以研究深部周集组裂隙含水岩组水文地质特征。

吴集铁矿北段 SW04 孔位于地表 36 线，孔深 150m，揭穿整个第四系，滤管自 70~150m，成井之后进行了抽水试验，用以研究现阶段第四系松散岩类孔隙含水岩组水文地质特征。

ZK02 钻孔孔口位于井下-400m 中段，孔深 270m，至最低开采标高，成井之后未见水位，未进行抽水试验，用以研究深部吴集组裂隙含水岩组水文地质特征。

综上所述，矿区埋藏于当地侵蚀基准面之下，地表水体与地下水之间水力联系弱，主要充水岩层富水性弱，构造破碎带富水性弱，地下水补给来源差，水文地质边界条件简单，第四系覆盖层较厚，但第四系与下伏基岩水力联系微弱，依据《矿区水文地质工程地质勘查规范》（GB12719-2021）矿床水文地质勘探类型为以基岩裂隙水直截充水为主的水文地质条件简单的矿床。

2）岩（矿）层富水性

含水岩组及富水性：

①松散岩类孔隙含水岩组（Q_4、Q_3、Q_{1+2}）

厚度 57.49～166.01m，平均厚度为 107.15m。受基底构遥控制，东区厚度大于西区，中部厚度小于南、北区。按岩性、成因类型、土体结构及物理性质和富水性，分上更新统含水层、中下更新统含水层。

A.全新统（Q_4）

分布零星，厚度薄，主要岩性为粉质粘土及淤泥质粘土，表层为现代耕植土。底部为中细砂，含丰富孔隙承压水，水位埋深 0.42～4.93m，根据详查阶段资料，钻孔涌水量 348.19～1061.77m^3/d，矿化度 0.30～0.37g/l，水化学类型属 HCO_3-Ca·Mg 型水。

B.中更新统（Q_3）

该层以黄褐色粘土、棕黄色含铁猛质粉质粘土为主，中下部常见棕黄色～青灰色粘土透镜体，底部时见青灰色含钙粉质粘土。根据详查阶段资料，地下水位标高 40.00～44.56m，单位涌水量 0.00326l/s•m，矿化度 0.57～0.24g/l，水化学类型属 HCO_3·Cl-Na•Ca 型水，地表渗水试验，渗透系数为 1.11×10^{-7}～1.53×10^{-7}cm/s，为一相对隔水层。但是该层局部地段受下伏古隆起影响直接覆于风化基岩之上。

C.中下更新统含水层（Q_{1+2}）

主要分布上更新统之下，厚度 3.75～97.03m，其中在 36～48 线最厚 3.75～97.03m，平均 80.5m，向南、向西逐渐变薄。上部岩性以青灰色粘土，棕褐～棕黄色含铁锰质粉质粘土为主，地表渗水试验，渗透系数 3.74～7.46×10^{-8}cm/s，中下部以灰白色泥灰岩、钙质粘土或钙土为主，并在钙土上下各见一层细砂或含砾细砂。详查阶段钻孔涌水量在 88.04～1549.67m^3/d，该段为矿区主要含水段。钻孔地下水位标高 +40.50m，但受古地形影响变薄或缺失，导致 32 线与 40 线上部含水砂层、泥灰岩直接覆于风化带上，富水程度弱～中等，矿化度 0.33～0.41g/l，水化学类型属 HCO_3-Ca·Mg、HCO_3·Cl-Na•Ca 型水。

补充施工 SW01-SW04 钻孔均见此组含水岩组，直接覆于风化带上，岩性以半固结钙质粘土为主，夹青灰色密实粘土块，偶见砾石，可见水蚀痕迹和孔洞。成井之后水位埋深 91.7m，根据抽水试验数据，稳定降深 26.20m，稳定流量 2.7m^3/d，渗透系数 0.0354m/d，单位涌水

量 0.00119l/s•m，富水程度弱。

结合区域水文地质资料可知，矿床范围内第四系含水层属于水量贫乏，单井涌水量＜100m³/d。

青白口系裂隙含水层组：

分布于李楼铁矿 7 线以南，青白口系伏于第四系之下，产状平缓，岩性为泥灰岩、角砾岩等，揭露厚度 0～170.31m，向北向东逐渐变薄至尖灭。上部 4.2～58.6m 为风化带，呈似层状，裂隙发育不均一，矿体附近裂隙发育，钻进该层位时，钻孔中孔内水位普遍显著上升，部分钻孔有漏水现象，个别孔漏失量为 144～192 吨/日，钻进中偶有掉钻现象，含有较丰富的裂隙承压水，据 SZK162 钻孔青白口系泥灰岩和周集组片麻岩抽水试验，单位涌水量为 0.609L/s.m，远离矿体部位裂隙发育较差，水质为 HCO_3—Na·Ca·Mg 型。

周集组风化带裂隙含水层组：

平面上属李楼铁矿床，纵向上周集组风化带伏于青白口系与第四系之下。呈似层状分布，局部呈袋状，沿矿体走向呈微起伏条带状。垂向上西低东高弧线形，最大高差大于 100m。风化带岩性有片岩、片麻岩、大理岩及铁矿层等，揭露厚度 11.09～113.79m。矿体附近裂隙发育强烈，7 线以北直接伏于第四系之下，风化强烈，上部强风化带厚度 15.14～32.26m，岩心为砂土状，富水性较强，往南随青白口系厚度增加，风化程度相对减弱。

古老变质岩风化含水层：

该带呈似层状伏于第四系含水层之下，岩性受下伏基岩岩性控制，主要有片麻岩、片岩、混合岩、变粒岩及磁铁矿等组成。厚度一般 17.12～76.96m，最浅处仅有 48.66m，相当标高+4.26m，最深达 185.39m，相当标高-157.3m，平均厚度为 39.92m。靠近断层、裂隙发育段、古隆

起处厚度增大，低洼处风化深度相应增深。如 ZK321，厚度 76.96m，自上而下上部为强风化带、岩石松散破碎，呈土状或砂状及碎石状，矿物蚀变强烈；下部为弱～中等风化带，岩石呈块状、短柱状，风化裂隙发育，沿裂面常见水蚀现象，钻孔施工中，孔内严重漏水，据详查阶段 ZK134 抽水试验资料，地下水位标高 40.17m，单位涌水量 0.00311L/s·m，矿化度 0.28g/l，富水程度弱，水化学类型 HCO_3-Ca·Mg·Na 型水。

侏罗系碎屑岩～火山岩类孔隙含水岩组（J_3m、J_3hs）：

分布矿床东部，岩性为紫红色凝灰质玄武安山岩、凝灰质角砾岩、长石石英细砂岩、粉砂岩及紫红色砂砾岩等组成，揭露厚度 16～310m，富水性较差。

霍邱群周集组含水岩组（Ar_3Z）：

主要分布吴集北矿床以西及北部，仅有少量钻孔揭露。上部岩性为白云质大理岩，以 ZK482、ZK6302 孔揭露最厚，岩溶较发育，见小溶洞、溶洞及串珠状溶洞，钻孔施工中泥浆严重漏失、漏失量达 1～7m^3/h，在大理岩中局部见压碎蚀变带，糜棱岩化，地下水位标高 25.40～28.46m，揭露厚度大于 410m，地下水为承压型，为岩溶裂隙水；下部岩性以混合岩、混合岩化片麻岩为主，岩芯一般呈长柱状，局部见裂隙，含弱裂隙构造水，揭露厚度大于 270m，富水程度弱～中等。

此外霍邱群周集组为李楼铁矿床主要赋矿层位，李楼铁矿内该含水岩组纳入至矿体及围岩裂隙、溶隙含水层组（Ar_4Z）中进行分析。

霍邱群吴集组含水岩组（Ar_3W）：

为吴集铁矿北段矿区主要赋矿层位，岩性以片岩、斜长片麻岩，黑云母变粒岩等组成，总厚度 120～530m，岩芯尚完整，一般裂隙不发育，详查阶段钻孔施工中局部钻孔冲洗液漏失，漏失量为 0.5～

0.8m^3/h，通过竖井-100m 坑道观测，大部分坑壁干燥，局部裂隙较发育，见滴水点、潮湿区和小涌水点，详查阶段 ZK33 钻孔提桶简易抽水试验，地下水位标高为+41.70m，单位涌水量 0.0271L/s·m，矿化度 0.17～0.41g/l，富水程度弱，水化学类型属 HCO_3-Na•Ca、HCO_3·Cl-Na•Ca 型水。

矿体及围岩裂隙、溶隙含水层组（Ar_4Z、Ar_3W）：

李楼矿床为一倒转单斜构造，岩层产状陡立，含矿带厚度 30～195m，0 线厚度最大，向北、向南逐渐变薄；吴集铁矿北段矿床岩层产状陡立，矿体总体向西倾斜，倾角上缓下陡，受花岗岩后期侵入切错，厚度变化较大，从地层岩性角度出发可划分为矿体顶板含水层组、含矿带含水层组及矿体底板含水层组，但从地下水赋存、水理性质和富水性角度出发，可作为一个含水层组进行论述。

含矿带上部主要岩性为片岩、片麻岩、斜长角闪岩及白云石大理岩，裂隙一般不发育，且多被充填，富水性透水性较弱。含矿带下部主要为石英镜铁矿石，挤压破碎部位裂隙发育，裂隙密集出现，多被碳酸岩盐充填，充填物多有溶蚀现象，常沿裂隙方向形成溶蚀沟槽；白云石大理岩中出现较大溶洞，8 线竖井施工中见溶洞，面积 1.0m^2～2.5m^2，出现突水现象，富水性、透水性较强。

矿床围岩受成矿和构造作用影响，靠近矿带附近裂隙较发育，矿体顶板分布于矿体西侧，主要岩性为片岩、片麻岩，岩芯完整，裂隙多被充填，富水性透水性弱，实际巷道掘进时，在其顶板巷道内并未见滴水、淋水现象，仅为片岩、片麻岩与矿体接触带附近见岩面潮湿现象；矿体底板分布于矿体东侧，主要岩性为白云石大理岩，根据各水平坑道水文地质编录情况，大理岩内主要发育两组裂隙，一组倾向为 260°～290°，倾角为 60～85°，宽度一般 1～1.5mm，局部宽为 2～

4mm，最大宽达 10mm，另一组倾向为 65°～130°，倾角为 35～80°，宽度一般 1～2mm，局部宽为 1～3mm，最大宽达 5mm。-250m～-400m 水平多为干燥区，局部裂隙发育处呈现岩面潮湿及间断性的滴水现象，但水量均较小。-400m 水平以下各水平未见滴水漏水现象。

远离矿体影响带的矿体顶板片岩片麻岩、底板白云石大理岩，裂隙不发育，透水性很弱，可视为相对隔水层。

岩浆岩含水体：

该层在区域上较发育，岩性为混合花岗岩、混合花岗伟晶岩，辉绿岩，呈脉状产出，岩心完整，裂常不发育，为相对隔水层。

3）构造破碎带水文地质特征

矿床为一倒转单斜构造，岩层产状陡立，不利于地下水的储存，矿床断裂构造主要由 4 条：纵向断层（F_1、F_2、F_3）、斜交断层（F_4）。F_1 远离矿体，对矿床水文地质意义不大。F_2 位于李楼矿床中部走向近南北，倾向西，为一压性断层，断层带多为辉绿岩脉充填，受其影响的岩石形成破碎～糜棱岩化带，为一隔水断层，F_3 仅见于李楼矿床 7 线，断层性质及水文地质特征与 F_2 基本相同。

F_4 位于矿体北部边界，走向北西，倾向北东，断层带内见有多层辉绿岩、角砾岩等，早期表现为压扭性，晚期转变为张扭性的正断层，据区域水文地质资料发现其为充水断层，以往调查时发现该断层出水，出水点岩性为花岗岩，肉红色，中风化，为侵入状态，断层面宽度最大处达 0.15m，巷道支护形式为拱架、喷浆、锚杆混合支护形式，现场采用简易堰板进行水流流量测量，实测水头高度 4.5cm，流量 52.8m^3/日，巷道内呈现积水状态，积水高度达 0.3m。2022 年矿山补充水文调查对巷道进行实地核查，涌水量已有较大的减少，水已疏干，根据施工的探放水孔，其随着深度的增加赋水延续性一般。

4）含水岩组（段）间的水力联系

矿床位于淮河南部，长山东侧，属二级阶地后缘，阶面标高35～50m，地形稍有起伏，西高东低，坳谷、冲沟较发育。冲沟一般宽2～10m，切深1.5～8m，多呈南西-北东向展布，谷底标高33～38m，雨后有间歇性流水。

①地表水分布及其与地下水的关系

淮河位于矿床北部，距矿床最近距离约18km，淮河最大流量8300m^3／s，最高洪水位28.97m。矿床内除零星分布的水塘及西部沿山坡洼西水渠有季节性水流外，无大的地表水体。第四系松散岩层覆盖整个矿床，厚度99.7～130.03m，其上部普遍存在66.77～82.33m粘土、亚粘土层，且分布稳定，透水性差，在天然状态下，地表水与地下水之间水力联系极微弱。

②含水岩组之间的水力联系

第四系砂层与下部泥灰岩含水层之间虽有粘土、粉质粘土相隔，二者水力联系较弱，7线附近因古地形隆起，粘性土变薄，乃至尖灭，此处第四系砂层与下部泥灰岩含水层水力联系密切。

李楼铁矿8～24线第四系底部的泥灰岩，直接覆于青白口系风化裂隙带之上，两个含水层水力联系密切；7线以北第四系底部含水层直接覆于周集组风化带之上，二者水力联系密切。在含矿带东侧及7线附近，青白口系趋于尖灭，于16线附近青白口系风化带与周集组风化带直接接触，水力联系密切。

综上所述，第四系含水层、青白口系裂隙含水层、周集组（吴集组）裂隙含水层之间虽有相对隔水层存在，但隔水层的厚度、岩性、分布等均有变化，各含水层之间存在不同程度的水力联系。其中青白口系裂隙含水岩组、周集组风化裂隙含水岩组与吴集组含水岩组是矿

区主要含水岩组，周集组风化裂隙含水岩组和吴集组含水岩组因矿山及周边多年开采疏干排水，目前水量已大幅下降。

5）地下水动态及补给、径流、排泄

地下水动态：

根据施工钻孔水位标高，李楼铁矿至吴集铁矿北段一带，第四系地下水位埋深91.02m，风化带裂隙含水岩组地下水位埋深96.9~104.99m，主要含水构造地下水位埋深307.50m，较详查阶段地下水位已有大幅度下降，推测原因为矿山开采多年，疏干排水导致。

矿山详查阶段施工地下水长期动态观测孔均已损毁，隐蔽致灾因素普查阶段施工SW01-SW04孔、ZK01、ZK02孔均保留，井口设置标记，作为地下水长期动态观测孔。其中SW01-SW04孔已装入动态观测仪器，ZK01和ZK02孔分别位于李楼铁矿和吴集铁矿北段的-400m中段，由人工观测。

地下水补给、径流、排泄：

吴集铁矿北段和李楼铁矿地下水补给以大气降水入渗补给和侧向补给为主。矿床内无大的地表水体，现状以小型水沟、水塘为主，蓄水量有限。第四系地层上部分布着厚层的粘土、亚粘土层，厚度大且稳定，透水性能差，地表水与地下水之间水力联系微弱。充水岩层及断层地下水主要来自侧向补给，目前霍邱铁矿区有十余个矿床开采排水，地下水位已大幅下降。随开采的继续，基岩地下水位会进一步下降，充水岩层及断层地下水补给条件差。

地下水排泄以侧向径流排泄及向巷道渗透排泄为主。吴集铁矿北段井下采用集中排水方式，井下泵房及水仓设在-525m水平（两矿床共用），水仓的水来源于李楼和吴集北段两个铁矿床的总排水量，李楼和吴集北段铁矿的水流通过-425水平的泄水井排至-525m水仓，并最终

将井下涌水排至地表水池。

6）矿床充水因素分析

根据矿床地质条件、水文地质条件，分析其主要充水因素：

矿床位于二级阶地后缘，第四系含水层趋于尖灭，富水性较为贫乏，上更新统厚度大，渗透性差，地表水和大气降水下渗困难。

青白口系裂隙含水岩组、周集组风化裂隙含水岩组与吴集组含水岩组详查阶段含水量较为丰富，随着近些年矿山开采影响，含水逐渐减少。富水性较弱。

基岩含水岩组之间，一般含水较为贫乏。

以往资料确定断层F_4为充水断层，现阶段断层水量已大幅度减小，且矿山已留设防水岩段，采不会直接揭露该断层。

矿山岩溶不发育，勘查阶段未见岩溶水。矿山多年开采未发现岩溶溶蚀现象，岩溶对于本铁矿不构成影响。

李楼铁矿和吴集铁矿北段主要封闭钻孔为地质勘探期间遗留钻孔，已在勘探结束之后进行水泥全孔封闭，地表恢复原状，并设有标牌，定期进行巡视。无不良钻孔，对矿山开采影响较小。

7）水文地质勘查类型

矿床埋藏于当地侵蚀基准面之下，地表水体与地下水之间水力联系弱，第四系岩层富水性弱，青白口系泥灰岩层具有一定富水性，在预留足够防水矿柱情况下，可以减小对矿区地下开采的影响。构造破碎带富水性弱，地下水补给来源差，水文地质边界条件简单，第四系覆盖层较厚，但第四系与下伏基岩水力联系微弱，依据《矿区水文地质工程地质勘查规范》（GB12719-2021），矿山水文地质工作详实，达到勘探工作程度，矿床水文地质勘探类型为以基岩裂隙水直截充水为主的水文地质条件简单的矿床。

（3）矿坑涌水量预测计算

1）李楼铁矿涌水量预测

李楼铁矿矿井水由采空区充填的尾砂固结所排的水、生产用水和基岩裂隙含水层水组成，根据长期观测结果，尾砂固结所排的水量约占矿井总涌水量的 32%。井巷工程揭露基岩裂隙含水层时，局部会出现滴淋水现象，水量较小（通常小于 1m³/h），且很快疏干，表明基岩裂隙含水层是以消耗型静储量为主。

矿山现阶段的涌水量见表 2.3-1。

表 2.3-1 李楼铁矿现阶段涌水量

固结排水（m³/d）	生产用水（m³/d）	基岩裂隙水（m³/d）	总排水量（m³/d）
1228.3	1744.6	1870.2	4843.1

矿山在现阶段基础上，开采至-400m 标高，预测正常基岩裂隙水涌水量为 2103.98m³ /d，预测最大基岩裂隙水涌水量为 2618.32m³ /d；开采至-650 标高，预测正常基岩裂隙水涌水量为 3272.85m³ /d，预测最大基岩裂隙水涌水量为 5984.77m³ /d；开采至-850 标高，预测正常基岩裂隙水涌水量为 4207.95m³ /d，预测最大基岩裂隙水涌水量为 9351.11m³ /d。

2）吴集铁矿北段涌水量预测

吴集铁矿北段矿井水由采空区充填的尾砂固结所排的水、生产用水和基岩裂隙含水层水组成。按照产量计算的充填体体积滤水量，吴集铁矿北段日充填体积 1800m³，含水 30%，计算充填固结滤水 540m³ /d，加上冲洗管道用水 50m³ /d，充填固结排水为 590m³ /d。生产用水根据井下设备信息计算，统计得生产排水 628.7m³ /d。目前矿井已形成完善的排水系统，具有相对完善的水仓、排水沟及泄水孔等排水设施，各水平的水通过泄水孔汇集至-525m 的集中泄水井排至水仓。

根据本矿山总排水量，计算矿坑涌水量为 509.1m³ /d。井巷工程揭露基岩裂隙含水层时，局部会出现滴淋水现象，水量较小（通常小于1m3/h），且很快疏干，表明基岩裂隙含水层是以消耗型静储量为主。

吴集铁矿北段现阶段的涌水量见表 2.3-2。

表 2.3-2　吴集铁矿北段现阶段涌水量

固结排水（m³/d）	生产用水（m³/d）	基岩裂隙水（m³/d）	总排水量（m³/d）
590	628.7	855	2073.70

矿山在现阶段基础上，开采至最低标高-400m，预测正常涌水量为961.88m³ /d，预测最大涌水量为 1197.00m³ /d；开采至最低标高-650m，预测正常涌水量为 1496.25m³ /d，预测最大涌水量为 2735.98m³ /d。

2.3.3　工程地质概况

（1）工程地质岩组特征

根据井巷工程揭露的工程地质情况以及地勘阶段揭露的工程地质情况，根据岩（土）成因类型、结构特征及力学性质，将矿床岩（土）划分为4个工程地质岩带（组），分述如下：

1）松散岩组

第四系更新统亚粘土：广露地表，岩性为亚粘土、粉土质亚粘土，厚度54.89～68.99m，粒度组成以粉粒为主，均在55%以上，粘粒次之，多为10～25%，含砂量一般为10～20%。结构较紧密，粘塑性较强。土层较软弱。

中、下更新统粘性土层及砂性土层：厚度32.68～66.18m。上部粘性土中夹一层亚砂土，平均厚度2.24m，粒度以砂为主，一般占70%以上，一般结构较松散，水下状态稳定性极差。底部多数孔见泥灰岩或钙土，少数孔见砾石层。泥灰岩固结一般，具有粘性土及钙土夹层，

稳定性一般较差，钙土呈粉末状，稳定性极差。砾石层粘土结，结构松散，水下状态稳定性极差。

粘性土主要为粘土、亚粘土、（含）砾（钙）质粘土。亚粘土颗粒组份较复杂。结构紧密，块状构造，粘塑性较强。

第四系松散岩类由北向南逐渐增厚，最厚达129.71m。其饱和度高，富水性强，岩性松软，松散，呈互层或夹层交替出现，结构复杂，其工程地质条件极差。

古风化带青白口系风化带厚度4.2～58.6m，似层状，上部1.20～16.23m为强风化带，松软破碎，手搓可碎，稳定性极差。下部弱风化带风化裂隙较发育，岩石分层 RQD（%）为0～11.8，力学强度明显降低，稳定性极差。周集组风化带厚度11.09～113.79m，伏于青白口系或第四系之下。上部15.64～32.66m为强风化带（南部5.38～21.78m）。岩心多为泥土状、砂砾状，其稳定性极差。下部弱风化带岩心较破碎，岩石分层RQD（%）为6.9～82.4，平均44.7。力学强度显著降低，完整性差，其工程地质条件稳定性差。

2）碎屑岩～火山岩岩组

分布于吴集铁矿北段矿床东部，岩性以紫红色凝灰质玄武安山岩，凝灰质角砾岩、长石石英砂岩、粉砂岩及紫红色砂砾岩、页岩等组成。工程地质条件一般到较好。

3）变质岩类

青白口系

岩性主要为泥灰岩、泥质灰岩，厚度8.8m～110.46m，裂隙不发育，岩石呈半坚硬状，层状结构，抗剪强度2.6Mpa，抗压强度66.9Mpa，岩石分层RQD（%）为22.9～95.5，平均58.7，其完整性、其工程地质条件稳定性中等。岩石工程地质特征见表6.1-3。

矿体顶板

李楼矿床岩性主要为片岩、片麻岩、角闪岩、大理岩，片岩、片麻岩岩石分层RQD（%）为23.5～95.8，平均63.0。抗剪强度1.9MPa，抗压强度62.5MP，大理岩分层RQD（%）44.6～77.4，平均57.4。裂隙不发育。该类岩石大部分半坚硬，整性较好，但片岩、片麻岩受力易沿片理裂开，其工程地质条件稳定性较差。李楼矿体顶板围岩质量等级为III级。

吴集铁矿北段钻孔揭露矿体顶板岩性为黑云斜长片麻岩，，岩石质量为较好，岩体较完整，岩体质量等级为III级。通过对钻孔的RQD值进行统计，矿体顶板围岩的RQD平均为76.50%。钻孔揭露矿体顶板围岩为黑云斜长片麻岩和混合岩，岩石质量为较好，岩体较完整，岩体质量等级为III级。

表 2.3-3 岩石工程地质特征一览表

类型	岩性	RQD(%)	平均值%	岩石特征	稳定程度
古风化带	青白口系：泥灰岩、泥质灰岩	强风化：0～11.8 弱风化:3.6～43.7	30.3	厚 4.2～58.6m，上部强风化，弱风化带厚 6.87～58.6m。岩体完整性差。	稳定性极差
	周集组（吴集组）风化带：大理岩、云英片岩，混合岩，片麻岩	6.9～82.4	44.7	厚 2.08～113.79m，一般为弱风化，12 线、16 线见强风化，厚度 5.83～21.78m，岩石完整性差	稳定性差
未风化岩石	青白口系：泥灰岩、泥质灰岩	22.9～99.5	58.7	岩石完整 岩石中等完整	稳定性中等
	矿体顶板：片岩、片麻岩、混合岩、大理岩	23.5～95.8	63.0	岩石完整：片岩、片麻岩沿片理裂开，岩石中等完整	稳定性较差
		44.6～77.4	57.4	总体岩石完整性较好	稳定性中等
	含矿带、石英镜铁矿、磁铁矿	32.4～71.8	87.3	局部挤压破碎具碎裂结构	稳定性中等
	矿体底板：白云石大理岩、混合岩、片麻岩	50.3～82.0	65.2	岩石完整，裂隙溶隙均不发育	稳定性较好

含矿带

上部岩性主要为片岩、片麻岩、混合岩、大理岩及石英镜铁矿和石英磁铁矿矿石，裂隙不发育，＜2 条/分米，多被充填。矿物蚀变普遍。局部在地下水的作用下力学强度明显降低，完整性较好，稳定性较差。

李楼下部 I 号矿体，裂隙平均 3～4 条/分米，多为碳酸盐薄膜充填。挤压破碎带发育，多被碳酸盐矿物充填、胶结，充填物溶蚀现象普遍。

在靠近矿体底板及矿层顶部附近，矿石常破碎，多呈5～10cm的块状、裂隙较发育，矿石抗剪强度3.12MPa，抗压强度163.59MPa，矿石分层RQD为32.4～7.18%，平均57.3%。矿体的稳定性较差，下部I号矿体矿石完整性差，工程地质条件稳定性较差，岩体质量等级为IV级。

吴集铁矿北段本次收集深部勘查工作揭露显示各破碎点主要集中在矿岩接触带，部分处于围岩或矿体内部。矿体为磁铁矿，岩石质量较好，岩体较完整，矿体的RQD为78.10%，磁铁矿单轴抗压强度最大值224.10MPa，最小值41.62MPa，平均值129.11MPa，标准值为84.38MPa，属于坚硬岩岩体，质量等级为III级；其中矿体顶、底板与矿体的接触带位置岩石较破碎RQD平均为35.9%，岩石质量差，岩体完整性差，岩体质量等级为IV级。

4）矿体底板

李楼铁矿岩性主要为白云石大理岩，多为＞20cm的长柱状，裂隙、岩溶均不发育，岩石呈坚硬～半坚硬状，经岩石样实验结果：其平均密度为2.84g/cm^3，平均抗压强度96.71MPa，平均抗剪强度18.76MPa，平均弹性模量44.62MPa，平均泊松比0.243。岩石坚固性系数10.48。岩石分层RQD为30.30～82.00%，平均为65.20。底板完整性较好，其工程地质条件稳定性较好。

吴集铁矿北段钻孔揭露矿体底板板岩性为黑云斜长片麻岩和混合岩，多为＞30cm的长柱状，裂隙不发育，岩石质量为较好，岩体较完整，岩体质量等级为III级，通过对钻孔的RQD值进行统计，矿体底板围岩的RQD为74.30%。钻孔揭露矿体底板围岩为黑云斜长片麻岩和混合岩，岩石质量为较好，岩体较完整，岩体质量等级为III级。

具体力学测试结果见表 2.3-4。

表 2.3-4 李楼-吴集北铁矿岩石物理力学参数测试结果汇总表

岩石名称	块体密度 (g/cm^3)	弹性模量 (GPa)	泊松比	单轴抗压 (MPa)	抗拉强度 (MPa)	内聚力 (MPa)	内摩擦角 (°)	纵波速度 (m/s)
白云石大理岩	2.838	60.228	0.234	124.556	7.621	16.60	43.85	5126
石英镜铁矿	3.487	62.336	0.202	163.594	15.005	53.25	42.43	5210
绿泥石片岩	2.682	34.971	0.258	50.471	5.554	11.08	44.36	4173
白云母片岩	2.750	17.068	0.267	34.415	3.403	6.15	42.19	3028
黑云斜长片麻岩	2.873	53.327	0.233	128.154	18.677	37.01	44.81	4862
磁铁矿石	3.454	66.638	0.198	176.266	16.797	56.29	43.23	5035
角闪斜长片麻岩	3.071	57.482	0.221	145.969	17.536	22.98	46.37	4961

5）侵入岩类

由花岗岩、微晶岩、云英岩化花岗～微晶岩、辉绿岩微晶辉绿岩、石英辉绿岩组成，分布广泛，厚度 1～数 m，经辉绿岩岩石样实验结果：其密度为 2.87g/cm^3，抗压强度 106.1MPa，弹性模量 87.40MPa，泊松比 0.34，岩石坚固性系数 10.6。该类岩石大部分坚硬、完整、裂隙不发育，其工程地质条件稳定性较好。

（2）工程地质评价

1）结构面特征

矿床为一单斜构造，矿体内除断层外，其它部位无明显大的断裂

构造切过矿体，结构面以IV级（节理、裂隙、层理、片理）结构面为主，次为III级（延伸不大的构造破碎带）结构面。

本矿床有两组断层，即纵向（F_1、F_2、F_3）断层和斜交断层（F_4），F_1 位于矿床的中部，离矿体较远，F_2 和 F_3 在李楼铁矿 7～8 线，F_4 断层位于矿床北部。F_4、F_2、F_3 断层是矿床主要II级结构面。形成破碎带及裂隙密集带，多为碳酸盐矿物及绿泥石等充填或胶结。破碎带的厚度一般小于 2.0m，形成软弱结构面，使岩（矿）石的力学强度降低、岩石的完整性和稳定性较差。

第四系地层与基岩面上，以风化作用和溶蚀作用形成的风化裂隙及溶蚀裂隙使构造裂隙及原生结构面变宽，加深风化作用，破坏了-100m 中段以上的矿体。

2）断裂构造工程地质特征

F_1、F_4 断层距矿床较远，影响矿山工程地质条件的主要为 F_2、F_3 断裂，受断层影响，局部地段形成破碎带和裂隙密集带，岩心挤压破碎乃至糜棱岩化，破碎带厚度一般小于 2.0m，形成软弱结构面，力学强度降低，岩石完整性和稳定性较差。

实际调查各水平的情况可知，李楼铁矿矿体北部受 F_2 断层影响很大，节理裂隙较发育，岩体完整性较差，在掘进过程中，多见片帮、冒顶现象，多数巷道段的支护形式也发生改变，由常规的锚杆、喷浆支护转为锚杆、喷浆、挂网、U 型钢等组合支护形势，并且局部巷道冒顶较大的部位不得已进行了设计变更。

总之，矿体上覆第四系、青白口系风化带、周集组风化带稳定性极差，矿体顶底板局部地段稳定性较差。

（3）生产矿坑工程地质情况

现阶段矿坑多已进行钢筋网片、锚杆喷浆支护，除断层破碎带附

近外，围岩变形较小。本矿床有两组断层，即纵向（F_1、F_2、F_3）断层和斜交断层（F_4），F_1 位于矿床的中部，离矿体较远，F_2 和 F_3 在李楼铁矿 7~8 线，F_4 断层位于矿床北部与周油坊 F_1 断层为同一断层。F_4、F_2、F_3 断层是矿床主要II级结构面。形成破碎带及裂隙密集带，多为碳酸盐矿物及绿泥石等充填或胶结。破碎带的厚度一般小于 2.0m，形成软弱结构面，使岩（矿）石的力学强度降低、岩石的完整性和稳定性较差，对井巷及采矿均有一定的不利影响。

矿山在建设过程中曾经发生过采场顶板冒顶片帮现象，尤其 F_2、F_3 断层所在的李楼铁矿 7~8 线及北部 F4 断层节理裂隙发育明显，围岩完整性较差，矿山地压显现受围岩结构和破碎程度影响。

（4）矿体顶底板稳定性

矿体顶板岩性主要为片岩、片麻岩、角闪岩、混合岩和大理岩，岩心完整，片岩、片麻岩和混合岩岩石分层 RQD（%）为 23.5～95.8，大理岩岩石分层 RQD（%）为 44.6～77.4，裂隙不发育，完整性较好，但片岩、片麻岩受力后易沿片理裂开，稳定性中等。

含矿带岩性主要为片岩、片麻岩、混合岩、大理岩及矿石，岩心完整，矿石分层 RQD（%）为 32.4～71.8，裂隙不发育，完整性较好。

矿体底板岩性主要为大理岩，岩心完整，岩石分层 RQD 为 30.3～82.0%，岩溶不发育，李楼铁矿大理岩内主要发育两组裂隙，一组倾向为 260～290°，倾角为 60～85°，宽度一般 1～1.5mm，局部宽为 2～4mm，最大宽达 10mm，另一组倾向为 65°～130°，倾角为 35～80°，在矿井南部，稳定性较好。吴集铁矿北段片麻岩内主要发育两组裂隙，一组倾向北东～东，倾角 80°～90°，宽度一般 1.0～2.0mm，局部宽为 2.0～5.0mm，最大宽达 10mm，另一组倾向与岩（矿）层相同，倾角 50～80°，裂隙面呈闭合状，时平直。矿体北部受断层 F_2 和 F_4 影响，局部掘进阶

段见片帮、冒顶现象。

（5）矿井工程地质条件预测评价

矿床的部分矿体及顶板地层岩石较破碎、松散，稳定性较差，第四系及古风化带结构松软、破碎，稳定性极差，绿泥石片岩大面积暴露。矿山今后开采过程中可能诱发的工程地质问题主要为掘进、开采时，破碎地段容易冒顶塌方。矿体赋存于新太古界霍邱群周集组片岩、片麻岩、斜长角闪岩及白云石大理岩和吴集组角闪黑云斜长片麻岩、条带状混合岩及斜长角闪岩中，矿体及围岩由于构造作用，基岩裂隙比较发育，基岩裂隙含水层透水性富水性较强，矿体两翼片岩、片麻岩、混合岩和白云石大理岩透水性差，在空间上形成南北狭长的地下含水体，为矿坑水的储存和运移通道。矿体上覆周集组（吴集组）风化裂隙含水层、青白口系风化裂隙含水层与第四系孔隙含水层，构成一个分布范围大、厚度大、透水性较差、富水性较弱含水体，为矿坑水的补给来源。第四系承压含水层与矿体发生直接联系。由于受开采及断层、裂隙等因素的影响，含水层与矿层之间形成导水通道，地下水会涌入开采巷道及采场，出现突水事件。另外由于裂隙水的侵蚀作用，使的矿石、围岩中的裂隙受水侵湿后，裂隙在潮湿状态下强度降低，会使巷道、采场矿体的顶板失稳，严重时会造成采空区大面积塌方。

（6）矿坑开采后的工程地质条件变化

在对各个中段进行实际调查时发现，掘进过程中出现过坍塌与冒顶，其它巷道基本稳定，矿床为坚硬、半坚硬层状矿床工程地质类型，矿床构造复杂程度相对简单，与详查阶段评价的工程地质条件基本一致，开采后其工程地质条件变化不大。

（7）主要工程地质问题

1）围岩稳固性

矿床为一单斜构造，区内F_2断层为主要地质构造，矿山针对该断层在设计初期在断层两侧留设20m保安防水矿柱，紧邻断层矿柱的采场采用高配比（1：5）尾砂胶结充填，地面已做好相关地表沉降监测布置，断层对于矿山安全生产存在一定不利影响。矿山其它部位无明显大的断裂构造切穿矿体，结构面以IV级（节理、裂隙、层理、片理）结构面为主，次为III级结构面。矿山北部区域岩体节理裂隙发育明显，岩体破碎，南部区域围岩完整性较好，节理裂隙不发育。片岩、片麻岩片理发育，在受力情况下易沿片理裂开。构造破碎带一般规模不大，但常伴有漏水现象，岩石破碎加之地下水的作用，力学强度明显降低。

矿山井下采用阶段空场嗣后充填采矿法，能及时充填采空区，对结构面明显的地段稳定性有一定效果，井下应力测量等技术手段能随时监测结构面导致的空区失稳灾害。但F_2构造发育采场仍是矿山整体稳定性的不利因素。

2）地面塌陷

矿区位于淮河中上游的南岸，地貌单元为江淮波状平原，沟渠纵横、村庄星罗棋布，为人口稠密，物产丰富的农业耕作区。区内及周边现状开采的矿山企业为吴集铁矿（南段）和周油坊铁矿，均为生产矿山。区内及周边无自然保护区、风景旅游点和文物古迹保护单位，也无重要水源地。其他人类工程活动主要为区内及周边村民日常农业生产、生活等活动，矿山及周边人类工程活动剧烈。

矿体走向大致为南北走向，靠北部其走向稍转向西北，矿体整体倾向向西。以“上北下南，左西右东”来看，矿体左边为上盘，右边为下盘；矿区周围建筑物从北到南依次分布有陡沟子、办公区、下油坊、

猫台、下围、五里队、小围、学田村、二道堰小圩、何庄、二道堰等村落。陡沟子位于矿区北部端部位置；下油坊、小围、小围、二道堰小圩、二道堰等村落位于矿区下盘位置；办公区、猫台、下围、五里队、学田村、何庄等村落位于矿区上盘位置。地下开采可能诱发地表塌陷事故，对于移动范围内的建筑物、人员生命财产安全造成威胁。

（8）工程地质勘查类型

本矿床为第四系覆盖，下伏的古风化带呈似层状，矿体围岩主要为坚硬、半坚硬的层状岩石。

矿床内主要发育4组断裂构造，编号为F_1至F_4，受断层影响，局部地段形成破碎带和裂隙密集带，岩石完整性和稳定性较差。F_2断层触发的破碎带和矿体上下盘的云母片岩、辉绿岩、绿泥石片岩等软弱岩层是影响矿山生产的直接原因。

矿体顶、底板围岩质量等级为III级；矿体岩体质量等级为III级；矿体顶、底板与矿体接触带位置岩石岩体质量等级为IV级。磁铁矿和片麻岩围岩等级为III级，镜铁矿与大理岩围岩等级为III级。

依据《矿区水文地质工程地质勘查规范》（GB/T12719-2021），矿区工程地质条件复杂程度为中等。

2.3.4 矿床地质概况

李楼铁矿赋存于周集组上段 Ar_4Z_2 含矿岩组，位于周集倒转向斜倒转翼（西翼）；吴集铁矿北段赋存于吴集组上段 $Ar_4w_2^4$ 含铁片岩层，位于周集倒转向斜正常翼（东翼）。

区内共 12 个矿体，分别为李楼铁矿矿段Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ、$Ⅱ_1$、$Ⅲ_1$、Ⅳ号矿体；吴集铁矿北段矿段$Ⅰ_1$、$Ⅰ_2$、$Ⅰ_3$和L_1、L_2、L_3号矿体。

（1）李楼矿体特征

李楼矿床共有六层矿体，矿体呈层状、透镜状，矿体编号为Ⅰ、Ⅱ$_1$、Ⅱ、Ⅲ、Ⅲ$_1$、Ⅳ。以Ⅰ号为主矿体，资源量占全矿床的 91.30%；其次为Ⅱ、Ⅲ号矿体。主要的三层矿体（Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ）均伴有相应规模的白云石大理岩层作为隔层或矿体划分的标志层（在 16 线Ⅱ与Ⅲ矿体间白云石大理岩被阳起石英片岩和斜长二云片岩取代）。三个小矿体（Ⅱ1、Ⅲ1、Ⅳ）与铁闪片岩关系密切，属于铁闪片岩中的含矿部分，且呈透镜体状。

矿区内各矿体规模相差较大，Ⅰ号矿体为主矿体，Ⅱ、Ⅲ号矿体规模次之，Ⅱ$_1$、Ⅲ$_1$ 号矿体规模较小，Ⅳ号矿体规模最小。

矿体整体呈层状，为倒转向斜的倒转翼部矿体，并在走向与倾向上各具弧形弯曲。矿体总体走向近南北，在 0 线以北走向北北东，0 线以南为南北，16 线以南直转近南南东。浅部（标高-400m 以上）倾向西，倾角 55～80°；中部（标高-500m 上下）近直立；深部（标高-500m 以下）向东倒转倾斜，倾角约 80～90°。

（2）李楼开采后矿体特征

李楼铁矿 2003 年取得采矿证，2008 年开始正式生产，矿山目前主要开采的是Ⅰ号矿体，Ⅰ号矿体消耗资源量 7380.83 万吨、Ⅱ号矿体消耗资源量 15.12 万吨，Ⅲ号矿体消耗资源量 48.28 万吨，其它矿体目前未开采。

Ⅰ号矿体目前开采-200、-300、-400m 中段，-200m 开采范围在 28～2 线之间，-300m 开采范围在 48～13 线之间，-400m 开采范围在 52～21 线之间，经开采后保留的Ⅰ号矿体沿走向长 4135m，矿体埋藏标高-187～-900.0m，斜深最大 505m，最小 96m，平均斜深 332m，工程见矿真厚度最大 108.45m，最小 3.23m，平均 40.12m。厚度变化系数为

58.24%，属较稳定变化类型；Ⅰ号矿体开采过程未对矿体原始地质特征造成明显扰动，厚度变化系数仍处于“较稳定”类型，品位无显著波动，说明矿体整体完整性好。

（3）吴集铁矿北段矿体特征

吴集北矿体共有三层矿体，矿体呈层状、透镜状，矿体编号为 I_1、I_2、I_3。以 I_2 号矿体为主矿体，资源量占全矿床的 93.60%，其次为Ⅲ、Ⅰ号矿体。L_1、L_2、L_3 为零星矿体，其中 L_1、L_3 零星矿体为单工程揭露，L_2 于 36 线受 3 个工程控制。

I_1 矿体分布于 24～28 线。赋存标高-33.0～-400.0m。

I_2 矿体分布于 16～48 线，与 I_1 矿体相隔的夹层以磁铁黑云母斜长石片麻岩、黑云母斜长石片麻岩、黑云母石英片岩、角闪石石英片岩、混合花岗岩等，与 I_1 矿体相隔 6.0～26.0m，平均 16m。赋存标高-14.0～-727.0m 以下。

I_3 矿体：分布于 28～36-2 线，与 I_2 矿体的间距 2～30m，其间夹层主要为黑云母斜长石片麻岩、黑云母片岩、黑云母石英片岩、角闪石石英片岩、黑云母变粒岩、斜长石角闪石岩及混合花岗岩等。赋存标高-36.0～-523.0m。

I_2 号矿体为主矿体呈层状，该矿体赋存于含矿岩段正常地层顺序的中部，分布于 16～48 线，由北向南贯穿整个矿床，埋藏上限标高-14m，埋藏下限标高-727.0m。矿体受铁硅质岩控制，矿体形态呈似层状及透镜状产出，沿走向，倾向矿体时见膨胀、收缩、分叉、复合现象，并有尖灭、再现等特征，尤其受成矿后的构造运动使矿体形态更为复杂，矿体在 40-2 至 46 线、22-2 线沿倾向向深部有变厚趋势。

I_1 矿体：矿体呈似层状，沿走向变化不大。走向 335°，倾向南西，倾角 44～74°。

I_3 矿体：呈似层状，存在于 28-36-2 线，并向两侧尖灭，矿体沿倾向时厚时薄并逐渐向深部变薄。走向近南北，向西倾斜，倾角 65～74°。

矿体由南而北矿体走向由 335～近南北～18°，总体向西倾斜，倾角上缓下陡，浅部一般在 50～70°，深部产状变陡，最陡处矿体产状近直立。矿体在 22 线、22-2 线、20-1 线浅部“S”状褶皱拐弯处，矿体倾角甚缓近水平状。

I_2 矿体控制程度最好，沿走向长 3610.00m，斜长最大 717m，最小 174m，平均斜深 429.93m，钻探工程见矿真厚度最大 72.00m（由 22-2 线 ZK425-22-2-2 钻孔揭露），最小 2.00m，平均 21.72m。矿体走向上向南延伸至 16 线，向北延伸至 48 线以北 F_2 断层，矿体赋存标高-14～-727m。I_2 矿体位于吴集组上段第四岩性段中，上覆盖的青白口系与第四系接触。矿体呈层状产出，走向近南北，在 34 线以北走向北北东，34 至 30-1 线近南北，30-1 线以南为北北西向，倾向西。矿体厚度变化系数为 56.89%，属较稳定变化类型；矿体单样 TFe 品位最低为 20.01％，最高 50.70％，矿体平均品位为 30.42％，品位变化系数 14.57%，属均匀变化类型。

I_1 矿体位于 I_2 矿体之上，沿走向长 530m，平均真厚度 5.72m，由 24 线-28 线控制，斜长 320-383m，矿体赋存标高-33m 至-400m，矿体走向南东约 160°，倾向西。矿体厚度变化系数为 50.68%，属较稳定变化类型；矿体单样 TFe 品位最低为 20.73％，最高 38.00％，矿体平均品位为 28.32％，品位变化系数 16.49%，属均匀变化类型。

I_3 矿体位于 I_2 矿体之下，沿走向长 1145m，平均真厚度 8.2m，由 28 线至 36 线控制，斜长 179m 至 443m，赋存标高-36m 至-523m。矿体 36 线至 30-1 线近南北，30-1 线以南为北北西向，倾向西。矿体厚度变化系数为 53.03%，属较稳定变化类型；矿体单样 TFe 品位最低为

20.07%，最高 41.10%，矿体平均品位为 31.39%，品位变化系数 12.56%，属均匀变化类型。

（4）吴集铁矿北段开采后矿体特征

矿山目前主要开采的是 I_2 号矿体，I_2 号矿体消耗资源量 3124.85 万吨、I_1 号矿体消耗资源量 79.13 万吨，I_3 号矿体消耗资源量 79.91 万吨，其它零星矿体目前暂未开采。

矿体目前动用了-150m、-200、-300、-400，-150m、-200m 中段开采范围在 16 线-32 线之间，-300m 中段开采范围在 20 线至 28 线及 40-2 线至 44 线之间，-400m 中段开采范围在 16-2 线至 30 线及 40 线至 48 线之间。

经开采后保留的 I_2 号矿体沿走向长 3610m，矿体埋藏标高-14～-727m，斜深最大 474m，最小 171m，平均斜深 319.63m，工程见矿真厚度最大 72.00m（见于 22-2 线），最小 0.49m，平均 21.62m，厚度变化系数为 64.47%，属较稳定变化类型；矿体品位与开采前变化不大；矿体走向、倾向与开采前基本一致。

I_1 号矿体沿走向长 530m，矿体埋藏标高-33～-400m，斜深最大 171m，最小 139m，平均斜深 153m，工程见矿真厚度最大 8.17m（见于 24 线），最小 3.03m，平均 5.39m，厚度变化系数为 48.16%，属稳定变化类型；矿体品位与开采前变化不大；矿体走向、倾向与开采前基本一致。

I_3 号矿体沿走向长 1145m，矿体埋藏标高-29.5～-523m，斜深最大 443m，最小 40m，平均斜深 203m，工程见矿真厚度最大 13.50m（见于 28 线），最小 1.80m，平均 8.78m，厚度变化系数为 57.30%，属较稳定变化类型；矿体品位与开采前变化不大；矿体走向、倾向与开采前基本一致。

（5）矿石自然类型

1）李楼铁矿矿石自然类型

按铁矿物相分析结果含量划分：主要为镜铁矿石，次为磁铁矿石。按矿石中主要脉石矿物划分：根据光、薄片鉴定结果矿石内脉石矿物组分较简单，脉石矿物主要为石英（含量 30%—45%），局部闪石类（含量 10%—20%左右），其它脉石矿物较少。矿石类型为石英镜铁矿石、次为铁闪石英磁铁矿石和石英假象赤铁矿石等。

按矿石结构构造划分：矿石的结构构造比较简单，主要为条带状构造和浸染状构，少量的为条痕状、块状、斑点状构造。

2）吴集铁矿北段矿石自然类型

按铁矿物相分析结果含量划分：矿床中的铁矿物多具磁性，主要为磁铁矿石。

按矿石中主要脉石矿物划分：根据普查光、薄片鉴定结果矿石内脉石矿物组分较简单，脉石矿物主要为石英(含量 30-45%)及闪石类(含量 10%—20%左右)，其它脉石矿物较少。矿石类型为闪石型磁铁矿（主要为角闪石英磁铁矿，次为铁闪角闪石英磁铁矿、铁闪石英磁铁矿，少量角闪阳起石英磁铁矿、石榴角闪石英磁铁矿）。

按矿石结构构造划分：矿石的结构构造比较简单，主要为细纹～条带状构造、浸染状构造，少量的为条痕状、块状、斑点状构造。矿石类型主要以细纹状～条带状类型为主。

（6）风（氧）化带

1）矿石的氧化作用

矿石的氧化作用主要发育于基岩风化带上部（原生带中矿石氧化作用与构造破碎有关）。氧化作用～般从浅部到深部由强变弱，与原生矿有一定过渡关系，无分带现象。其表现为赤铁矿沿磁铁矿的边缘和

解理进行氧化，氧化完全时形成假象赤铁矿，不完全时为半假象赤铁矿。闪石类矿物氧化最为明显，而被石英等脉石矿物包裹的微粒磁铁矿则常较新鲜，不易氧化。硅酸盐矿物及部分硫化物和含铁脉石矿物经氧化分解变为褐铁矿、绿泥石和粘土矿物，使岩石具褐铁矿化和铁染现象。

2）氧化矿石确定

根据以往李楼铁矿、吴集铁矿资料记录，李楼铁矿、吴集铁矿北段氧化矿与原生矿以 TFe/FeO 的比值划分，氧化矿石：TFe/FeO≥3.5；原生矿石 TFe/FeO＜3.5。

3）风化带特征

本矿床主要风化带有三组，即周集组风化带、吴集组风化带和青白口系风化带。主要是依据钻机编录时对岩心特征观察来对古风化带、氧化带进行划分。

青白口系风化带位于第四系底部，厚度 4.2～58.6m，呈似层状产出，上部 1.20～16.23m 为强风化带，松软破碎，手搓可碎，稳固性极差。下部弱风化带风化裂隙较发育，稳固性极差。

周集组风化带伏于青白口系与第四系之下，呈似层状产出，局部呈袋状，沿矿体走向呈微起伏带状，垂向上西低东高弧线形，最大高差大于 100m，揭露厚度 11.09～113.79m。矿体附近裂隙发育强烈，7 线以北直接伏于第四系之下，风化强烈，上部强风化带厚度 15.14～32.26m，岩心多为泥土状、砂砾状，稳固性极差。

吴集组风化带呈似层状伏于第四系地层之下，主要有黑云斜长片麻岩、斜长角闪岩、混合岩和混合岩化片麻岩等组成。厚度一般 22.60～76.90m，最浅处仅有 57.49m，相当标高-16.57m，最深达 203.87m，相当标高-170.94m，平均厚度为 45.23m。靠近断层、裂隙发育段、古隆

起处厚度增大，低洼处风化深度相应增深。如 ZK321，厚度 76.96m，自上而下上部为强风化带、岩石松散破碎，呈土状或砂状及碎石状，矿物蚀变强烈；下部为弱～中等风化带，岩石呈块状、短柱状，风化裂隙发育。

（7）矿体围岩和夹石

1）矿体围岩特征

李楼铁矿矿段由于矿床地层在浅部呈倒转，深部为正常层序，因而Ⅰ号矿体顶底板在不同位置是互换的。兹以浅部层序叙述之。

底板：I 号矿体底板为含金云白云石大理岩；Ⅱ、Ⅲ号矿体底板主要为含闪石云母白云石大理岩，局部为黑云斜长片麻（变粒）岩。0 线全部为黑云斜长片麻（变粒）岩。

顶板：Ⅰ、Ⅱ号矿体顶板主要为含闪石云母白云石大理岩，局部为黑云斜长片麻（变粒）岩和云母石英片岩。在 0 线为黑云斜长片麻（变粒）岩、斜长角闪岩和黑云石英片岩；Ⅲ号矿体顶板为黑云斜长片麻（变粒）岩、斜长角闪岩和云母石英片岩。

$Ⅱ_1$、$Ⅲ_1$ 号矿体在 0 线顶底板均为石英铁闪片岩。$Ⅲ_1$ 号矿体在 7 线顶底板为黑云斜长片麻（变粒）岩。

根据工程控制，矿体顶底板最大的间距 330m（斜距），最小为 100m，平均在 170～220m 之间（斜距）。

吴集铁矿北段矿段矿体顶、底板岩性主要为黑云母斜长石片麻岩，含磁铁矿角闪石斜长石片麻岩，约占一半以上。含磁铁矿石榴子石石英片岩或磁铁石榴石英铁闪片岩，约占 15%～20%，少部分矿体直接顶、底板为斜长石角闪石岩或含铁片岩。其与矿体一般为渐变过渡。部分围岩与矿体接触处暗色矿物如磁铁矿、黑云母、角闪石等增多，岩石颗粒有变细的现象，有时还可见到石榴石、堇青石。少数矿体与

混合花岗岩、混合花岗伟晶岩，与矿体界线清楚。上述各类岩石与矿体接触均呈整合关系，混合花岗岩、混合花岗伟晶岩一般呈顺层贯入接触，也见有斜切接触者，如 22 线-100、-150m 穿脉中在Ⅰ$_2$矿体底板见到的花岗伟晶岩为顺层贯入状产出。

矿体顶、底板围岩中均含全铁在 8.30%～16.40%之间。对矿山开采损失、降低贫化率较为有利。

2）矿体夹石特征

李楼铁矿矿段矿体内夹石少见，主要在Ⅰ号矿体内，夹石岩性主要为泥石英片岩、黑云斜长片麻岩、铁闪石英片岩、辉绿玢岩；

Ⅱ、Ⅲ号矿体夹石岩性有石英铁闪片岩和含闪石云母白云石大理岩，均为单孔揭露。其假厚度多小于 3.0m，呈透镜状，多为不可剔除夹石。

Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ号矿体中尚多见辉绿岩、花岗～伟晶岩、石英脉等侵入体夹石；其中花岗～伟晶岩均不同程度云英岩化，但多数岩脉夹石不够剔除厚度。岩脉夹石多与片理呈顺层或整合关系，少数呈小角度斜交关系。

矿体与顶底板及夹石界线清楚，有时出现矿体与围岩或夹石呈条带状交替互层过渡，从而造成矿体在顶底板及夹石附近呈贫化现象，较小矿体尤其如此。

2.4 工程建设方案概况

2.4.1 矿山开采现状

李楼铁矿和吴集铁矿北段原为两个采矿权，采用竖井+斜坡道联合开拓，一期工程为联合建设，目前已经完成了采矿权整合，现为一个采矿权。目前在-425m 设置了运输水平连通两个矿段，溜破系统和提升

系统集中布置。

（1）李楼段开拓工程现状

李楼铁矿目前布置有 2 条主井、1 条副井、1 条进风井、1 条辅助斜坡道，2 条回风井，具体情况如下：

1）主井

李楼铁矿共布置有 2 条主井，编号分别为 1 号主井和 2 号主井。井筒净直径均为 5.2m。主井位于李楼矿体走向中部，1 号主井位于李楼铁矿 8 号勘探线附近，2 号主井位于 1 号主井北侧，两井间距 50m。1 号主井井口坐标 X=3584830.45、Y=39402264.50（2000 坐标系），井口标高+36 m。2 号主井井口坐标 X=3584884.04、Y=39402264.35（2000 坐标系），井口标高+36m。2 条主井井底标高均为-653m，井深为 689m。

1 号主井和 2 号主井承担李楼铁矿的矿石提升任务。

两条主井提升装备相同，提升容器采用 17m³单箕斗，箕斗载重量 34t。采用 JKM-4×6（III）E 型多绳塔式提升机，每台提升机电机功率 2400kW。主井采用钢丝绳罐道。单井设计提升能力 250 万 t/a。

与 2 条主井提升系统相对应，井下设 2 套溜破系统。2 条主溜井直径 4m，采用分支斜溜槽多中段卸矿直溜井。井下破碎采用 2 台 C140 型颚式破碎机，破碎机给矿粒度 900 mm～0mm，排矿粒度 230mm～0mm。两台破碎机共用一个破碎硐室。破碎硐室及大件道标高-571m，皮带道及装矿硐室标高-606m，粉矿回收巷标高-653m。主井井底设粉矿仓，粉矿经漏斗闸门装入 0.7m³翻斗式矿车，由电梯井提升至-571m 水平，再通过粉矿溜井卸载到-606m 水平皮带，由主井提升至地表。

2）副井

1 号副井井筒净直径 6.0m，位于 1 号主井南侧，8 号和 10 号勘探线之间。井口坐标 X=3584773.43、Y=39402243.09（2000 坐标系），井

口标高+35.75m，井底标高-626m，井深 661.75m。1 号副井服务至-606m 皮带道水平，与井下-606m 皮带水平、-571m 破碎水平、-525m、-425m、-325m 水平相通。

1 号副井为李楼铁矿井下的主要进风井之一，承担岩石、人员、材料及备品备件提升等。

1 号副井采用平面尺寸为 4000mm×1550mm 的多绳双层单罐笼提升，提升机采用 JKM-2.8×4（I）E 型提升机，电机功率 617 kW。1 号副井内敷设全部排水管、供水管、电缆等，并设有梯子间。

3）辅助斜坡道（目前李楼和吴集联合建设）

辅助斜坡道位于吴集铁矿北段联合副井工业场地内，坐标 X=3584193.34、Y=39403206.14（2000 坐标系），井口标高+46.6m，从地表直通李楼铁矿-425m 运输中段，在井下各生产中段和分段设有联络巷，作为井下无轨设备运行通道。其中从地表+46.6m～-100m 水平之间斜坡道，为李楼铁矿与吴集铁矿北段共用，-100m 水平以下斜坡道分为两条，分别为李楼铁矿斜坡道、吴集铁矿北段斜坡道。

李楼铁矿在北区布置有一条采区斜坡道（-400m～-200m），作为北区各分段井下无轨设备运行通道。

4）风井

截止到 2025 年 8 月 1 日，李楼铁矿风井有 4 条，分别为南进风井、北回风井、24 线南、北措施井。

李楼铁矿南进风井井筒净直径 5.5m，布置在矿体南翼下盘 38 线和 36 线之间，南进风井井口坐标 X=3583432.40、Y=39402402.65（2000 坐标系），井口标高+54m，井底标高-548m，井深 602m。李楼南进风井与井下-425m 和-525m 水平相通，作为井下生产中段的主要进风井，同时设有 JKMD-2.25×4（I）E 型落地式提升机，电机功率 272kW，采

用平面尺寸为 4000mm×1450mm 的单层多绳罐笼作为辅助人员和材料等提升，井筒内设有梯子间。

李楼铁矿北回风井井筒净直径 5.0m，井口坐标 X=3586149.60、Y=39402439.62（2000 坐标系）、井口标高+42m，井底标高-246.87m，井深 288.87m。风井中设梯子间作为安全出口。

24 线南措施井井筒净直径 3.2 m，井口坐标 X=3584045.295，Y=402092.629，井口标高 40.188 m，井底标高-249.108 m，井深 289.3 m。

24 线北措施井井筒净直径 3.2 m，井口坐标 X=3584094.773，Y=402092.919，井口标高 40.176 m，井底标高-249.27m，井深 289.45 m。

根据 2010 年 4 月中冶京诚（秦皇岛）工程技术有限公司编制的《安徽开发矿业有限公司李楼铁矿采选工程初步设计安全专篇》，考虑到 24 线南北措施井位于围岩移动范围以内，设计在 24 线附近围岩移动范围以外预留 1 条南回风井（井筒中心坐标 X=3584135，Y=402341，Z=50 m）回风，如两条措施井因错动不能满足回风要求时，即施工南回风井。2025 年 8 月矿方启动南回风井掘砌工作。

李楼铁矿南回风井井筒净直径 5.0m，井口坐标 X=3584112.81、Y=39402329.02（2000 坐标系)，井口标高+47.6m，井底标高-500m，井深 547.6m。

5）溜破系统

井下设 2 套溜破系统，破碎采用 C140 型颚式破碎机。破碎硐室及大件道标高-571m，2 台 C140 型颚式破碎机在同一个破碎硐室。皮带道及装矿硐室标高-606m，粗碎后的矿石通过皮带给入 1 号主井和 2 号主井。粉矿回收巷标高-653m。1 号副井负责溜破系统的辅助提升。

备用溜破系统：现有溜破系统已服务十余年，主溜井出现不同程度垮塌变形。为减少主溜井修复期间对生产的影响，矿山于 2021 年开

始在-425m 水平车场增设备用卸矿线，在-571m 破碎水平增设一套备用破碎，破碎采用 1 台 C150 型颚式破碎机，矿石从-425m 卸入备用主溜井破碎后，由胶带转运系统转接至目前的 1 号、2 号溜破系统下部矿仓，由现有 1 号、2 号主井提出地表。

6）中段设置

李楼段原设计的一期工程自上而下有-300m、-400m、-500m 共 3 个生产中段，设计开采顺序为先开采-400m 中段，-400m 中段开采结束后开采-300m 中段，-300m 中段开采结束后开采-500m 中段，即开采顺序为-400m→-300m→-500m。目前矿山-400m 中段生产已接近末期，仅部分北沿的二步骤采场未开采，目前主要生产中段为-300m 中段，-500m 中段准备开展采准工程。

（2）吴集北段开拓工程现状

吴集铁矿北段采用竖井+斜坡道开拓，目前布置有 1 条主井、1 条副井、1 条辅助斜坡道，2 条回风井，具体情况如下：

1）主井

3 号主井（吴集主井）位于李楼铁矿采选工业场地内、1 号主井东侧 230m 处，靠近厂区东边界。井口坐标 X=3584832.02、Y=39402495.10（2000 坐标系），井口标高+36m，井底标高-653m，井深 689m。井筒净直径 5.2m。

3 号主井提升容器采用 17 m^3 单箕斗，箕斗载重量 34t。采用 JKM-4×6（III）E 型多绳塔式提升机，提升机电机功率 2400kW。主井采用钢丝绳罐道。主井设计提升能力 250 万 t/a。

井下设 1 套溜破系统，主溜井直径 4m，采用分支斜溜槽多中段卸矿直溜井。井下破碎采用 1 台 C140 型颚式破碎机，破碎机给矿粒度 900 mm～0mm，排矿粒度 230mm～0mm。破碎后的矿石经下部矿仓、

皮带机装主井箕斗提升至地表。

破碎硐室及大件道标高-571m，皮带道及装矿硐室标高-606m，粉矿回收巷标高-653m。

主井井底设粉矿仓，粉矿经漏斗闸门装入载 0.7m³翻斗式矿车，由电梯井提升至-571m 水平，再通过粉矿溜井卸载到-606m 水平皮带，由主井提升至地表。

溜破系统-571m 水平、-606m 水平与李楼铁矿 1 号副井连通。李楼铁矿 1 号副井负责吴集溜破系统的人员、材料的提升。

2）联合副井

联合副井布置在吴集铁矿北段矿体中部 32 线附近矿体下盘。井口坐标 X=3583967.82、Y=39403064.53（2000 坐标系）、井口标高+47m，井底标高-553.5m，井深 600.5m，联合副井与井下-325m、-425m、-525m 水平连通并作为吴集铁矿北段井下各生产中段的进风井，除提升井下人员、材料、掘进岩石、设备备件外，还负责 20t 电机车（需解体）、10 m³底侧卸矿车、多功能服务车车厢的提升（下放任务）。

联合副井净直径 6.5m，采用平面尺寸为 5200mm×2300mm 的多绳双层单罐笼提升。采用 JKMD3.5×4(I）E 型落地多绳摩擦式提升机，电机功率 1000kW。

3）辅助斜坡道

辅助斜坡道位于联合副井工业场地内，从地表直通吴集铁矿北段-425m 运输中段，在井下各生产中段和分段设有联络巷，作为井下无轨设备运行通道。其中从地表+46.6m～-100m 水平之间斜坡道，为李楼铁矿与吴集铁矿北段共用，-100m 水平以下斜坡道分为两条，分别为李楼斜坡道、吴集斜坡道。

吴集铁矿北段在北区布置有一条采区斜坡道，作为北区各分段井

下无轨设备运行通道。

4）风井

吴集铁矿北段风井有 2 条，分别为南回风井、北回风井。

南回风井布置在吴集铁矿北段 18 号勘探线附近矿体下盘，井筒净直径 4m，井口坐标 X=3582653.91、Y=39403418.76（2000 坐标系），井口标高+48m，井底标高-425m，井深 473m。井筒与-325m、-425m 水平相通，风井中设梯子间作为应急安全出口。

北回风井布置在吴集铁矿北段 48 号勘探线附近矿体下盘，井口坐标 X=3585585.24、Y=39403589.63（2000 坐标系），井筒净直径 4.0m，井口标高+30m，井底标高-250m，井深 280m。井筒与-250m 水平相通，风井中设梯子间作为应急安全出口。

5）溜破系统

3 号主井井下设 1 套溜破系统，破碎采用 C140 型颚式破碎机。破碎硐室及大件道标高-571m，1 台 C140 型颚式破碎机在一个破碎硐室。皮带道及装矿硐室标高-606m，破碎硐室内设 1 台 C140 型颚式破碎机。粉矿回收巷标高-653m。李楼铁矿 1 号副井负责溜破系统的辅助提升（一期工程已经验收）。

备用溜破系统：主溜井与破碎硐室与李楼铁矿备用溜破系统共用，破碎后的矿石经胶带转运系统转接至目前的 3 号溜破系统下部矿仓，由现有 3 号主井提出地表。

6）中段设置

吴集铁矿北段一期自上而下设计有-300m、-400m、-500m 共 2 个生产中段，其开采顺序为先开采-400m 中段，-400m 中段开采结束后开采-300m 中段。目前矿山-400m 中段生产已接近末期，仅部分北沿的二步骤采场未开采，目前主要生产中段为-300m 中段。

（3）生产现状

1）采矿方法

矿山-500m 以上水平开采采矿方法为分段凿岩阶段空场嗣后充填采矿方法。厚矿体矿块采用垂直矿体走向布置，一步采和二步采的矿块尺寸相同，矿块高 100m（出矿中段高度），矿块宽 20m，矿块长为矿体厚度，对于极厚区域，沿矿体厚度方向划分 2～3 矿块回采；中厚矿体矿块采用沿矿体走向布置。

2）采空区充填情况

六安市应急管理局和霍邱县应急管理局对矿山的采空区情况要求每月进行报表上报，矿山按照设计和研究要求及时对井下采空区进行充填治理。截止到 2026 年 1 月 30 日，李楼建矿以来累积形成的采空区总量 1955.54 万 m³，已处理的采空区体积 1900.05 万 m³，剩余未处理采空区 55.49 万 m³。吴集北段建矿以来累积形成的采空区总量 941.64 万 m³，已处理的采空区体积 915.24 万 m³，剩余未处理采空区 26.40 万 m³。

3）运输系统

运输水平标高为-425m，采场采出矿石经溜井溜放至-425m 运输水平，经 20t 电机车牵引 10m³矿车运输至溜破系统破碎后，镜铁矿矿石由 1 号、2 号主井提升至地表，磁铁矿矿石由 3 号主井提升至地表，进入选矿厂进行选矿作业。地表共用一个选矿厂，分镜铁矿选矿系列和磁铁矿选矿系列，其中李楼铁矿为镜铁矿，吴集铁矿北段为磁铁矿。

根据矿石量统计，李楼铁矿-400m 以上一期工程剩余矿量仅能维持稳定产能约 6 年左右。

4）排水系统

一期工程井下排水系统为李楼铁矿和吴集铁矿北段共用，在-525m 水平 1 号副井井底车场附近设水仓、水泵房，坑内涌水经巷道和泄水

井自流进入水仓，通过 1 号副井排至地表水池。-525m 水平水泵房内设有 7 台排水泵：4 台 MD580-60×10 型耐磨多级离心泵，3 台 MD360-60×10 型耐磨多级离心泵。2023 年~2025 年，安徽开发矿业井下日平均排水量记录详见表 2.4-1。

表 2.4-1　安徽开发矿业矿井排水量统计表

年份	李楼段全年平均涌水量（m^3/d）	吴集北段全年平均涌水量（m^3/d）
2023	2227.23	954.53
2024	2383.95	1021.65
2025	2440.75	1046.03
平均	2350.64	1007.40

5）通风系统

李楼铁矿：采用分区多级通风系统。南采区由南进风井、辅助斜坡道进风，24 线南措施井、24 线北措施井回风；北区由 1 号副井进风，北回风井回风。井下采用多级机站通风方式，设 4 级机站，I级机站设在井下-425m 水平 1 号副井、南进风井石门附近进风井联络道及-425m 中段进风天井与穿脉运输平巷间的联络道中，其中 1 号副井、南进风井联络道中I级机站为出矿水平供风，进风天井联络道中的I级机站为凿岩水平、充填水平供风；II级机站设在出矿水平、凿岩水平、充填水平等巷道与天井的联络道中；北区III级机站设在-250m 水平沿脉巷道与回风天井的联络道之间，南区III级机站设在-200m 水平沿脉巷南进风井与 24 线北措施井之间；IV级机站设在靠近风井的回风平巷中。

I级机站将地表新鲜风流送至生产作业水平，II级机站将生产作业水平的新鲜风流分配至作业面并送入回风天井，III级机站将回风天井中的风流送至-250m 或-200m 水平回风平巷，IV级机站最终将污风排出矿井。

吴集铁矿北段：采用中央对角式通风，矿体南北两端各布置一条风井，联合副井入风，两翼风井出风。

井下采用多级机站通风方式，设 3 级机站，I级机站设在井下-425m 水平联合副井车场附近进风井联络道及-425m 中段进风天井与穿脉运输平巷间的联络道中，其中联合副井进风井联络道中I级机站为出矿水平供风，进风天井联络道中的I级机站为凿岩水平、充填水平供风；II级机站设在回风天井与回风水平的联络道中；北区III级机站设在-250m 水平北回风井的回风平巷中，南区III级机站设在-325m 水平沿脉巷南风井的回风平巷中。

I级机站将地表新鲜风流送至生产作业水平，II级机站将生产作业水平的污风经回风天井送至-250 m 或-325m 水平回风平巷，III级机站最终将污风排出矿井。

（4）充填站现状

安徽开发矿业有限公司现有充填系统现已投入运行多年，共有 1 号、2 号、3 号三座充填站，每座充填站由立式砂仓、搅拌系统、胶固粉仓等部分组成。

1 号充填站位于选厂磨矿仓西侧，距磨矿仓直线距离约 80m。地表标高+48m，站内设 2 套充填料浆制备系统，每套系统制备能力为 160～180m³/h。单套充填系统由 2 个立式砂仓、1 个水泥仓、1 套二级搅拌设备、2 个充填钻孔及相配套的控制系统组成。1 号充填站服务李楼北采区和吴集北段北采区充填。1 号充填站现有 4 个充填孔，分别为 1-1 号、1-2 号、2-1 号、2-2 号孔，终孔孔径 300mm，套管为Φ203mm×20mm 耐磨双层金属管，耐磨层厚 10mm，套管与钻孔间的环状空隙用 42.5 级水泥浆固井。

2 号充填站位于双职工公寓南侧，距双职工公寓直线距离约 120m，地表标高+42m，站内设 2 套充填料浆制备系统，每套系统制备能力为 160～180m³/h。单套充填系统由 2 个立式砂仓、1 个水泥仓、1 套二级

搅拌设备、2 个充填钻孔及相配套的控制系统组成。2 号充填站服务李楼铁矿南采区充填。2 号充填站现在共有 4 个充填孔，分别为 1-1 号、1-2 号、2-1 号、2-2 号孔，终孔孔径 300mm，套管为Φ203mm×20mm 耐磨双层金属管，耐磨层厚 10mm，套管与钻孔间的环状空隙用 42.5 级水泥浆固井。

3 号充填站位于 2 号充填站东南侧，距 2 号充填站直线距离约 1000m，地表标高+44m，站内设 2 套充填料浆制备系统，每套系统制备能力为 110m³/h。单套充填系统由 2 个立式砂仓、1 个水泥仓、1 套二级搅拌设备、2 个充填钻孔及相配套的控制系统组成。3 号充填站主要服务吴集铁矿北段南采区充填。3 号充填站现在共有 4 个充填孔，分别为 1-1 号、1-2 号、2-1 号、2-2 号孔，终孔孔径 300mm，套管为Φ203mm×20mm 耐磨双层金属管，耐磨层厚 10mm，套管与钻孔间的环状空隙用 42.5 级水泥浆固井。

（5）利旧系统

李楼-吴集北段铁矿利旧的工程有：1 号主井（李楼），2 号主井（李楼），李楼 1 号副井（延深）、李楼南进风井（延深）、李楼北回风井、李楼南回风井、3 号主井（吴集）、联合副井（延深）、南风井（吴集）、北风井（吴集）、辅助斜坡道（延深）。

1 号、2 号、3 号主井提升设施、1 号副井、联合副井提升设施、-525m 水泵房排水泵、地表变电所等均利用现有设备设施。

2.4.2 建设规模及工作制度

依据《安徽省霍邱县李楼—吴集铁矿北段铁矿整合区资源储量核实报告》，截至 2025 年 12 月 31 日，共保有铁矿总矿石量（探明+控制+推断）37364.19 万吨，TFe 平均品位 33.37%（含工业矿石 36075.27

万吨，TFe 平均品位 33.61%；低品位矿石 1288.92 万吨，TFe 平均品位 26.77%）。

李楼段共保有铁矿总矿石量（探明+控制+推断）28875.01 吨，TFe 平均品位 34.27%（含工业矿石 27586.09 万吨，TFe 平均品位 34.62%；低品位矿石 1288.92 万吨，TFe 平均品位 26.77%）。

吴集北段共保有铁矿总矿石量（探明+控制+推断）8489.18 吨，TFe 平均品位 30.29%（工业矿石）。

可研依据《安徽省霍邱县李楼—吴集铁矿北段铁矿整合区资源储量核实报告》中的地质剖面图，采用垂直断面法估算资源储量。李楼段 23～56 线采用平行断面法；“吴集北段 16～30 线采用平行断面法，30～（30-1）线采用不平行断面法，（30-1）～48 线采用平行断面法”。

一期工程李楼段设计利用资源量 10929.36 万吨，吴集北段设计利用资源量 4012.17 万吨。

二期工程李楼段设计利用资源量 6765.58 万吨，吴集北段设计利用资源量 1527.58 万吨。

三期工程李楼段设计利用资源量 4923.94 万吨。

设计二期工程生产规模为 800 万 t/a，三期工程生产规模为 500 万 t/a。

二期工程开采合计服务年限为 22a，其中稳产期 20a，减产期 2a，二期工程不单独安排基建期，二期工程基建与一期工程开采同时进行，基建期安排 3.0a。

三期工程开采合计服务年限为 19a，其中稳产期 13a，减产期 6a。三期工程不单独安排基建期，三期工程基建与二期工程开采同时进行，基建期安排 3.0a。

井下采矿采用连续工作制，年工作 330d，每天 3 班，每班 8h。

2.4.3 总图运输

设计工业场地总平面布置均为利用现有设施。工业场地分为 5 块，包括 1 号和 2 号主井场地，吴集北段联合副井场地（斜坡道、办公生活设施、食堂、宿舍楼），1 号和 2 号充填站场地，北风井工业场地，南北措施井工业场地等部分组成。

（1）主井工业场地

根据地下采矿系统布置，李楼 1 号主井和 2 号主井布置在选矿厂场地西南侧，3 号主井布置在选矿厂地南侧。1 号主井位于李楼 8 号勘探线附近，2 号主井位于 1 号主井北侧间距 50m。3 号主井位于 1 号主井东 30m。主井的井口场地标高 33.0m，主井均为箕斗井，主要负责矿石和废石的提升任务。

（2）副井工业场地

李楼 1 号副井为罐笼井，1 号副井位于在 1 号主井南侧，李楼 8 号和 10 号勘探线之间，主要负责人员、材料与备品备件的下井任务，副井井口双侧设置有窄轨铁路，负责运输人员、材料、设备等；窄轨铁路东侧为临时堆场；办公生活设施、食堂、宿舍楼布置在联合副井的北侧。

联合副井为罐笼井，井口标高+47m，井底标高-670m，布置在矿体中部下盘 32 线附近。主要负责人员、材料与备品备件的下井任务，副井井口双侧设置有窄轨铁路，负责运输人员、材料、设备等；窄轨铁路东侧为堆场；办公生活设施、食堂、宿舍楼布置在联合副井的北侧。场地占地面积约 4.47 万㎡。

（3）辅助斜坡道工业场地

辅助斜坡道硐口布置在吴集铁矿北段副井工业场地的东北角，标

高+46.6m，主要负责井下人员、设备及大件材料、爆破器材等的下井任务。场地占地面积约 4.47 万㎡。

（4）充填站场地

1 号充填站布置在李楼 2 号勘探线矿体下盘区域。选矿厂的西侧。场地标高约 48m，场地面积为 2160 ㎡。

2 号充填站布置在李楼 22 号勘探线矿体下盘区域。场地标高约 47.6m，场地面积为 8400m^2。

3 号充填站布置矿区中部区域连矿大道西侧，李楼生活区的南侧。在辅助斜坡道的北侧。场地标高约 48m，场地面积为 9000 ㎡。

（5）李楼南进风井场地

南进风井主要承担矿井回风任务，布置 17 线-18 线矿体下盘区域，场地标高约 52.5m，场地面积约为 15337 ㎡。

（6）李楼北回风井场地

北回风井主要承担矿井回风任务，布置 18-1 线矿体下盘区域，场地标高约 39.5m，场地面积约为 18816 ㎡。

（7）吴集南风井场地

南风井主要承担矿井南采区回风任务，布置 18-1 线矿体下盘区域，场地标高约+47.8m，场地面积约为 9800 ㎡。

（8）吴集北风井场地

北风井主要承担矿井北采区回风任务，布置 48 线矿体下盘区域，场地标高约+39.5m，场地面积约为 18816 ㎡。

（9）材料与设备运输

地下采场采出矿石经地下破碎后由李楼 1 号、2 号、3 号主井提升至地面后，由胶带运至选矿厂中碎车间。

矿山井下生产所需的设备和部分材料由无轨设备通过斜坡道运

输。

采矿生产所需的材料主要有钢材、木材、水泥、炸药和爆破器材等，其他还有备品、备件、各种油料和其它杂物的运输以及接待、通勤、救护、消防等运输。矿山已具备相应的辅助运输设备，均为利用现有设施。

（10）道路

矿山为正常生产矿山，厂内道路及厂外道路已经全部建成。

1）道路技术标准

① 道路宽度

主干道：10.0m、8.0m；

次干道：4.5m。

② 道路内缘转弯半径

主干道：R=9.0m；次干道：R=6.0m。

③ 道路横坡：2.0%；

④ 道路净空：>5.5m。

2）道路类型和路面结构形式

① 道路类型为城市型。

② 路面结构形式为水泥混凝土路面，路面结构由上至下依次为：30cm 厚 C30 水泥混凝土面层；30cm 厚干压块石基层。

（11）爆破器材库

目前李楼在井下-400m 水平南盘建有 1 座井下爆破器材库，吴集北段井下-400m 水平中部建有 1 座井下爆破器材库。设计二期工程和三期工程均利用现有炸药库存放炸药。

爆破器材通过爆破器材运输车由地表经 1 号副井运往井下爆破器材库。井下掘进所需炸药采用炸药运输车运往各掘进爆破地点，回采

所需炸药采用中深孔装药台车通过辅助斜坡道运往各回采爆破地点。

（12）加油站硐室

安徽开发矿业有限公司目前井下设备所需燃油采用专用油罐车进行运输和存储，矿山每日井下消耗柴油量约 6t，李楼配备 CY-4000 型无轨油料运输车 2 台。

二期工程李楼在-625m（20 线附近）和-525m（20 线附近）分别设置加油站硐室。吴集北段在-625m（46 线和 24 线附近）和-525m（46 线和 24 线附近）分别设置加油站硐室。

三期工程在-750m（20 线附近）和-825m（20 线附近）分别设置加油站硐室。

2.4.4 开采范围

安徽开发矿业有限公司于 2026 年 5 月 29 日取得新的采矿许可证（证号：XC1000020120321101229 83），矿区面积 8.2582km^2，开采深度-58m～-825m（李楼矿段井巷工程标高-900m 至地表，吴集北矿段井巷工程标高-670m 至地表。），开采矿种为铁矿；采矿证有效期 2026 年 5 月 29 日～2056 年 5 月 21 日。

设计范围为安徽开发矿业有限公司采矿权范围内矿体，可行性研究报告按垂高方向分三期建设。采用一次设计、分期建设、分期验收、分期开采的形式。

一期工程维持原设计不变，开采标高-200m～-500m；二期开采标高-500m～-625m，三期开采标高-625m～-825m。-200m 以上矿体需开展专项研究，论证可行后方可回采。

二期工程开采顺序：二期工程仅有-625m 一个水平，设计与一期工程的-500m 水平同时回采。

三期工程开采顺序：-825m→-750m。

受开采顺序约束，矿山需留设水平隔离矿柱（临时矿柱），具体包括：一期工程范围内-425m～-400m；二期工程范围内-525m～-500m，-650m～-625m 李楼段隔离矿柱。

李楼段原设计的一期工程自上而下有-300m、-400m、-500m 共 3 个生产中段，其开采顺序为-400m→-300m→-500m。

一期工程：按照原设计的开采顺序，-400m→-300m→-500m。

二期工程：开采范围为-500m 至-625m 间矿体（-525m~-500m 暂留设为水平隔离矿柱），先回采-625m~-525m 间矿体，然后回采-525m~-500m 水平隔离矿柱。

三期工程：开采范围主要为-625~-825mm 间矿体。回采顺序如下：-825m 水平→-750m 水平→-625m~-650m 水平隔离矿柱。

水平方向上从中间向两翼开采。

-200m 以上矿体在矿山开采末期研究后回采。

矿山前期已经开展了《安徽开发矿业有限公司深部开采岩石力学与稳定性研究报告》研究结论如下：开展深部矿体开采矿柱留设方案研究，考虑实际工程适应性以及后期回收的可行性，同时避免水平隔离层矿柱因部分区域节理裂隙发育而发生局部失稳，水平隔离层矿柱厚度设置为 25m，以保证生产安全。

2.4.5 开拓运输

（1）岩石移动范围

可研移动角的选取采用工程类比法圈定地表移动监测范围。

第四系覆土的移动角为 45°，矿岩上盘、下盘以及走向岩层移动角分别为上盘 β=73°、下盘 γ=73°、走向 δ=73°。

圈定的地表移动监测范围内的建构筑物有二堰村二堰村民组、二堰村西圩村民组、马圩村学田村民组、八里村新塘村民组、黄虎村桥头村民组、猫台村李楼村民组、白庙村酒坊村民组、马圩村迎风岗村组、马圩村民组、范老庄等，其他有村村通道路。

（2）中段高度

1）中段高度

矿体为急倾斜厚矿体，倾角陡。根据矿床的开采技术条件，结合一期工程矿体生产实践，二期工程：设计-525m～-500m 水平隔离矿柱，高度 25m，-625m 中段高度 100m，凿岩分段高度 25m，4 个凿岩分段构成一个生产中段。三期工程：设计-625m～-650m 水平隔离矿柱，-650m～-750m 中段高度 100m，凿岩分段高度 25m，4 个凿岩分段构成一个生产中段。-750m～-825m 中段高度 75m，凿岩分段高度 25m，3 个凿岩分段构成一个生产中段。

2）中段工程布置

二期工程：采矿范围为-500m～-625m，设-625m 集中出矿水平，在-650m 设置集中轨道运输水平。利用-500m 水平作为-625m 中段生产时的充填水平。

水平隔离矿柱在-525m～-500m 在-625m 中段回采末期进行回收，采用分段空场嗣后充填采矿法回采。矿块高度 25m，长为矿体厚度，一步采矿块宽 20 m，二步采矿块宽 20m，顶部留设 10m 矿柱，隔一采一。采场结构与正常中段出矿水平相同。

回风水平：利用现有-400m 水平作为二期工程集中回风水平，生产污风汇集到-400m 水平后，南盘通过南回风井直接排出地表，北盘通过盲北回风井回到-250m 水平后由北回风井排出地表。吴集北段南盘利用现有-425m 水平作为集中回风水平，生产污风汇集到-425m 水平后，通

过南回风井排出地表；北盘利用现有-400m 水平作为集中倒段回风水平，深部生产污风汇集到-400m 水平后，通过倒段回风天井回到-250m 水平由北回风井排出地表。

无轨出矿水平采用沿脉加穿脉布置。

有轨运输水平采用上下盘环形加穿脉布置，穿脉间距 120m。

三期工程：采矿范围为-625m～-825m，设-750m、-825m 集中出矿水平，在-850m 设置集中运输水平。利用-600m 水平作为-750m 中段生产时的充填水平，利用-625m 水平作为-825m 中段生产时的充填水平。

（3）开拓工程

1）二期开拓方案

二期工程采用竖井+斜坡道+盲胶带斜井开拓方案。镜铁矿由 1 号胶带斜井联合现有 1 号、2 号主井提升至地表，磁铁矿由 2 号、3 号胶带斜井联合现有 3 号主井提升至地表，延伸李楼 1 号副井、李楼南进风井、吴集联合副井，利用现有李楼南回风井。-650m 运输水平作为轨道运输水平，李楼电机车、矿车等大型有轨设备由联合副井和辅助斜坡道下放至-650m 运输水平，井下大部分废石装入矿车通过电机车牵引运输至磁矿卸矿站，卸入磁矿溜破系统，由吴集 3 号主井提出地表。少量部分废石由吴集联合副井提出地表。

李楼段：

①李楼 1 号、2 号主井（利用现有设施）

1 号主井和 2 号主井净直径 5.2m，井口标高+36m，井底标高均为-653m，井深为 689m，作为矿山的矿石提升井。

②李楼 1 号副井（延深）

可研设计将 1 号副井（净直径Φ6.0m，井口标高 35.75m，井底标高-626m，井深 661.75m）下延至-880m，延深后井深 915.75m，新设

-625m、-650m、-750m、-825m、-850m马头门。1号副井承担李楼段的人员、材料和小型设备的提升任务，同时作为矿山的主要进风井。井筒内设梯子间，作为李楼段主要安全出口。

③李楼南进风井（延深）

可研设计将南进风井（净直径Φ5.5m，井口标高54m，井底标高-548m）下延至-678m，延深后井深732m，与井下-650m、-625m、-525m、-425m水平相通。井筒内设梯子间，作为李楼段二期工程的主要进风井和应急安全出口。

④李楼南回风井（利用现有设施）

南回风井利用现有设施，井筒净直径Φ5.0m，井口标高+50m，井底标高-500m。与井下-200m，-400m、-500m水平相通。该井筒作为李楼段南盘回风井。

⑤李楼北回风井（利用现有设施）

北回风井利用现有设施，井筒净直径5.0m，井口标高+42m，井底标高-246.87m，井深288.87m，作为李楼段北盘回风井，井筒中设有梯子间作为应急安全出口。

⑥盲北回风井（新建）

新建盲北回风井井筒净直径5.0m，井口标高-250m，井底标高-655m，井深405m。与井下-650m、-625m、-400m水平相通，作为北回风井的倒段回风井，盲北回风井井筒内设梯子间，与李楼北回风井倒段作为通地表的应急安全出口。

⑦辅助斜坡道（延深）

辅助斜坡道延伸至-704m胶带斜井检修水平，主要负责大型无轨设备上下、各个生产分段材料的运输以及程溜破系统和胶带斜井日常检修，兼作应急安全出口。

⑧胶带斜井（新建）

镜铁矿胶带运输系统：二期开拓系统将镜铁矿斜井胶带系统命名为 1 号斜井胶带。1 号斜井胶带机头轮硐室设在-554m 标高，胶带斜井尾部检修平巷设在-704m 标高。胶带斜井角度为 13.25°，装矿点标高-700m，胶带斜井总长 684m，其中水平长度 620m，提升高度为 146m。

磁铁矿胶带运输系统：二期工程将吴集北段斜井胶带系统命名为 2 号斜井胶带。2 号胶带斜井正北方向布置，胶带机头轮硐室设在-576m 标高，胶带尾部检修平巷设在-704m 标高，装矿点标高-700m，胶带斜井角度为 14°，斜长为 535m，提升高度为 124m。

⑨溜破系统（新建）

-650m 的溜破系统集中布置在李楼段-650m 中段 20~22 号勘探线之间，镜铁矿设置两个卸载站和两套溜破系统，磁铁矿设置一个卸载站和一套溜破系统。通过电机车牵引矿车将矿石由采区溜井运输至卸矿线，镜铁矿原矿卸入镜矿卸矿站，磁铁矿卸入磁矿卸矿站。经过井下粗破碎后的矿石由胶带斜井倒运至现有主井提升系统。

吴集北段：

①3 号主井（利用现有设施）

3 号主井（吴集北段主井）井筒净直径 5.2m，井口标高+36m，井底标高-653m，井深 689m。井筒位于李楼段采选工业场地内、1 号主井东侧 230m 处，靠近厂区东边界。3 号主井作为矿石提升井。

②联合副井（延深）

设计将联合副井（净直径 φ6.5m，井口标高+47m，井底标高-553.5m，井深 600.5m。）下延至-670m 标高，下延深度 116.5m，延深后井深 717m。联合副井服务至-650m 运输水平，-650m 水平设双侧马头门，承担-650m 中段人员、材料及大件设备提升任务等，为吴集北段

进风井。联合副井设梯子间，作为吴集北段主要安全出口。

③南风井（利用现有设施）

南回风井井筒净直径 4.0m，井口标高+48m，井底标高-425m，井深 473m。南回风井作为吴集北段南采区回风井，井筒内安装有梯子间，作应急安全出口。

④盲南风井（新建）

盲南回风井井筒净直径 4.0m，井口标高-425m，井底标高-655m，井深 230m。盲南风井作为南风井的倒段回风井，井筒内安装梯子间，与南风井倒段作为通地表的应急安全出口。

⑤北风井（利用现有设施）

北风井井筒净直径 4.0m，井口标高+30m，井底标高-250m，井深 280m。北风井作为吴集北段铁矿北采区回风井，井筒内安装有梯子间，兼作应急安全出口。

⑥盲北风井（新建）

盲北风井井筒净直径 4.0m，井口标高-247m，井底标高-630m，井深 383m。盲北风井作为吴集北段铁矿北风井的倒段回风井，井筒内安装梯子间，与北风井倒段作为通地表的应急安全出口。

⑦辅助斜坡道（延深）

矿区现有辅助斜坡道从地表直通吴集北段-425m 运输水平，在井下各生产中段和分段设有联络巷，作为井下无轨设备运行通道。

利用现有辅助斜坡道延深，延深段断面为三心拱，宽×高=4800×4150mm，净断面面积为 18.3 ㎡，设人行道。吴集北段斜坡道延深至-650m 运输水平。辅助斜坡道主要负责二期工程大型无轨设备上下、各个生产分段材料的运输以及二期工程溜破系统和胶带斜井日常检修，兼作应急安全出口。

二期工程开拓工程主要开拓井筒参数见表 2.4-2。

表 2.4-2　主要开拓井筒参数表

序号	工程名称	井口标高（m）	井底标高（m）	井筒长度（m）	井筒净直径（m）	装备水平与功能	备注
李楼段							
1	1 号主井	36	-653	689	5.2	JKM-4×6（III）E 型多绳摩擦式提升机，提升 17m³单箕斗。 镜铁矿矿石提升。	利用现有设施/设备
2	2 号主井	36	-653	689	5.2	JKM-4×6（III）E 型多绳摩擦式提升机，提升 17m³单箕斗。 镜铁矿矿石提升。	利用现有设施/设备
3	1 号副井	35.75	-880	915.75	6.0	JKM-2.8×4（I）E 型多绳摩擦式提升机提升 4000mm×1550mm 双层罐笼。 人员提升、进风和主要安全出口，	利用现有设施/设备、延深
4	南进风井	54	-678	732	5.5	进风，应急安全出口。	利用现有设施/设备、延深
5	南回风井	50	-500	550	5.0	回风。	利用现有设施/设备、延深
6	北回风井	42	-247	289	5.0	回风，应急安全出口。	利用现有设施/设备
7	盲北回风井	-247	-655	408	5.0	作为北回风井的倒段回风井，盲北回风井中设梯子间作为安全出口。	新建
8	1 号胶带斜井	-554	-704	684		胶带机水平长度 620m，提升高度 146m，最大倾角 13.25°，带段 1200mm，钢丝绳芯阻燃型 ST2000 胶带，永磁电机功率 2×400kW。 镜铁矿提升。	新建
9	2 号胶带斜井	-554	-704	684		胶带机水平长度约 500m，提升高度 124m，最大倾角 14°。带宽 B=1000mm，钢丝绳芯阻燃型 ST1600 胶带，永磁电机功率 355kW。 磁铁矿和废石提升。	新建
10	3 号胶带斜井	--557	-580.5	397		水平长度约 397m，斜井倾角 3.36°，提升高度 23.5m。带宽 1000mm，带强 ST630，电机机功率 132kW。 磁铁矿和废石转运。	新建
11	辅助斜坡道	46.6	-704			人员、材料、无轨设备在各分段和中段间的上下通道，-650m 中段溜破系统、胶带斜井检修和应急安全出口。 大型设备下放、材料运输。	利用现有设施/设备、延深
吴集北段							
1	3 号主井	36.0	-653.0	689	5.2	JKM-4×6（III）E 型多绳摩擦式提 S 升机，提升 17m³单箕斗。 磁铁矿和废石提升。	利用现有设施/设备

2	联合副井	47.0	-670.0	717	6.5	JKMD-3.5×4（I）E 型多绳摩擦式提升机提升 5200mm×2300mm 双层罐笼。 设备下放、进风、废石提升和主要安全出口。	利用现有设施/设备、延深
3	南风井	48.0	-425.0	473	4.0	回风、应急安全出口。	利用现有设施/设备
4	盲南回风井	-425	-655.0	230	4.0	回风、应急安全出口。	新建
5	北风井	30.0	-250.0	280	4.0	回风、应急安全出口。	利用现有设施/设备
6	盲北回风井	-250	-655.0	405	4.0	回风、应急安全出口。	新建
7	辅助斜坡道	46.6	-70			人员、材料、无轨设备的上下和应急安全出口	利用现有设施/设备、延深

2）三期开拓方案

三期工程采用竖井+斜坡道+盲胶带斜井联合开拓方案。-850m 水平为有轨运输中段，电机车、矿车等大型有轨设备和无轨设备由联合副井和斜坡道下放至井下。

①主井

镜铁矿利用现有的 1 号、2 号主井提升，磁铁矿和废石利用 3 号主井提升。

②胶带斜井（新建）

设计新建 4 号胶带斜井，接力 1 号胶带斜井担负三期工程 500 万 t/a 矿石的倒运提升任务。4 号胶带斜井（-900m～-680m）胶带机头轮硐室设在-680m 标高，胶带斜井尾部检修平巷设在-900m 标高。胶带斜井角度为 14°，装矿点标高-896m，胶带斜井总长 960m，提升高度为 220m，卸料至-680m 水平的缓冲矿仓，后续接入二期工程的胶带运输系统。

③副井（利用现有设施/设备）

李楼 1 号副井：-650m 以上装备利用现有设施/设备，-650m 以下装备新建。承担三期工程人员、材料及备品备件提升任务等，为矿山主要进风井之一。1 号副井设梯子间，作为主要安全出口。

④风井

李楼南进风井（利用现有设施）：二期工程该井筒已经延深，井口标高+54m，井底标高-678m，井深 732m。井筒内安装梯子间，三期工程期间作为矿山的主要进风井和应急安全出口。

李楼盲南进风井（新建）：井口标高-650m，井底标高-860m，井深 210m，与井下三期工程的-850m、-825m、-750m 水平相通。井筒内安装梯子间，三期工程期间与李楼南进风井倒段作为矿山的主要进风井和通地表的应急安全出口。

李楼南回风井（利用现有设施）：为回风井，南回风井井筒净直径 5m，井口标高+50m，井底标高-500m，井深 550m。

李楼盲南回风井（新建）：井筒净直径 5.0m，井口标高-500m，井底标高-860m，井深 360m。与井下-850m、-825m、-750m、-625m 水平相通作为北回风井的倒段回风井，井筒内设梯子间，与李楼南回风井倒段作为通地表的应急安全出口。

李楼北回风井（利用现有设施）：井筒净直径 5.0m，井口标高 42m，井底标高-246.87m，井深 288.87m。

李楼盲北回风井（延深）：井筒净直径 5.0m，井口标高-247m，二期工程的井底标高-655m，延深至-855 水平，井深 608m。与三期工程的-850m、-825m、-750m 水平相通，作为北回风井的倒段回风井，盲北回风井井筒内设梯子间，与李楼北回风井倒段作为通地表的应急安全出口。

⑤辅助斜坡道（延深）

辅助斜坡道延伸至-850m 胶带斜井检修水平。辅助斜坡道主要负责大型无轨设备上下、各个生产分段材料的运输以及溜破系统和胶带斜井日常检修，兼作应急安全出口。

⑥盲副井（新建）

三期工程盲副井布置在 0 线附近，井筒净直径为Φ5.0m，井口标高为-650m，井底标高为-900m，最低服务水平为-850m 有轨运输水平，最大提升高度 200m，井深 275m，负责三期工程李楼段 50 万 t/a 废石的提升任务。

⑦溜破系统（新建）

三期工程集中运输水平-850m，-850m 中段溜破系统集中布置，设置 2 个卸载站和两套溜破系统。通过电机车牵引矿车将矿石由采区溜井运输至卸矿站，原矿卸入卸矿站。经过井下粗破碎后的矿石由胶带斜井倒运至二期工程的已有的 1 号胶带斜井提升系统。由 1 号、2 号主井提升至地表。

三期工程开拓工程主要开拓井筒参数见表 2.4-3。

表 2.4-3 主要开拓井筒参数表

序号	工程名称	井口标高（m）	井底标高（m）	井筒长度（m）	井筒净直径（m）	装备水平与功能	备注
李楼段							
1	1 号主井	36	-653	689	5.2	JKM-4×6（III）E 型多绳摩擦式提升机，提升 17m³单箕斗。 镜铁矿矿石提升。	利用现有设施/设备
2	2 号主井	36	-653	689	5.2	JKM-4×6（III）E 型多绳摩擦式提升机，提升 17m³单箕斗。 镜铁矿矿石提升。	利用现有设施/设备
3	1 号副井	35.75	-880	915.75	6	JKM-2.8×4（I）E 型多绳摩擦式提升机提升 4000mm×1550mm 双层罐笼。 人员提升、进风和主要安全出口，	利用现有设施/设备
4	南进风井	54	-878	932	5.5	进风，应急安全出口。	利用现有设施/设备、延深
5	南回风井	50	-500	550	5.0	回风。	利用现有设施/设备、延深
6	盲南回风井	-500	-860	360	5.0	作为北回风井的倒段回风井，盲北回风井中设梯子间作为安全出口。	利用现有设施/设备、延深
7	北回风井	42	-247	289	5.0	回风，应急安全出口。	利用现有设施/设备

8	盲北回风井	-247	-855	608	5.0	作为北回风井的倒段回风井，盲北回风井中设梯子间作为安全出口。	利用现有设施/设备
9	三期盲副井	-650	-900	275	5.0	JKM-2.8×4(I)E 型塔式多绳摩擦提升机，罐笼规格为 4000mm×1800mm 双层多绳罐笼。配 315kW 交流变频电机。提升废石。	新建
10	1 号胶带斜井	-554	-704	684		胶带机水平长度 620m，提升高度 146m，最大倾角 13.25°，带段 1200mm，钢丝绳芯阻燃型 ST2000 胶带，永磁电机功率 2×400kW。镜铁矿提升。	利用现有设施/设备
11	2 号胶带斜井	-554	-704	684		胶带机水平长度约 500m，提升高度 124m，最大倾角 14°。带宽 B=1000mm，钢丝绳芯阻燃型 ST1600 胶带，永磁电机功率 355kW。磁铁矿和废石提升。	利用现有设施/设备
12	3 号胶带斜井	--557	-580.5	397		水平长度约 397m，斜井倾角 3.36°，提升高度 23.5m。带宽 1000mm，带强 ST630，电机机功率 132kW。磁铁矿和废石转运。	利用现有设施/设备
13	4 号胶带斜井	-680	-900			胶带机水平长度约 960m，提升高度 220m，最大倾角 14°。带宽 B=1200mm，采用钢丝绳芯阻燃型 ST3150 胶带，永磁电机功率 2×560kW。镜铁矿提升。	新建
14	辅助斜坡道	46.6	-900			人员、材料、无轨设备在各分段和中段间的上下通道，-650m 中段溜破系统、胶带斜井检修和应急安全出口。-825m 中段溜破系统、胶带斜井检修和应急安全出口。大型设备下放、材料运输。	利用现有设施/设备、延深

（4）溜破系统

一期工程：利用现有的井下溜破系统，破碎采用 C140 型颚式破碎机。破碎硐室及大件道标高-571m，2 台 C140 型颚式破碎机在同一个破碎硐室。皮带道及箕斗装矿硐室标高-606m。粗碎后的矿石通过皮带给入 1 号主井和 2 号主井。粉矿回收巷标高-653m，设有粉矿回收电梯井。1 号副井负责溜破系统的辅助提升。

二期工程：溜破系统为集中布置，分别设置镜铁矿破碎系统和磁铁矿破碎系统，为新建工程。

三期工程：溜破系统在李楼段，为新建工程。

（5）坑内运输

1）无轨运输系统

一期工程设-300m、-400m、-500m 三个集中出矿水平。

二期工程设-625m 为集中出矿水平，-525m 为水平隔离矿柱出矿水平。

三期工程设-750m、-825m 两个集中出矿水平。

集中出矿水平、凿岩水平、斜坡道均运行无轨设备，巷道转弯半径一般为 8m～12m。

矿石自回采工作面由 6 m³ 铲运机运至采区矿石溜井，坑内采掘的废石由 3 m³ 铲运机装 15 t 井下自卸车运至溜井。

2）有轨运输系统

二期工程有轨运输系统：

现阶段-500m 尚未建成联合轨道运输系统。待二期工程建成投产后，吴集北段及部分李楼段-500m 水平以上开采产生的矿石，可以通过溜井转运至-650m 有轨运输水平，在该水平直接装入矿车进行运输。

因此二期工程有轨运输运输能力按照 870 万 t/a，其中镜铁矿矿石 570 万 t/a，废石 50 万 t/a；磁铁矿矿石 230 万 t/a，废石 15 万 t/a。

二期工程开拓期间，李楼段-650m 有轨运输中段的矿、废石运输设备与现有设备型号一致，采用湘电 CJY20/9GPW 型架线式电机车双机牵引 10 辆 YDCC10-9 型底侧卸式矿车组成列车组进行运输。吴集北段矿段-650m 中段的矿石运输设备也与现有设备型号一致，废石采用 10t 电机车双机牵引 2m³ 单侧曲轨侧卸式矿车组成的列车组进行运输。

三期工程有轨运输系统：

三期开拓工程设计规模镜铁矿 500 万 t/a，开采范围为李楼段-625m

至-825m 之间的矿体。在-850m 设集中有轨运输中段。有轨运输水平采用 20t 电机车双机牵引 10 辆 10m³ 底侧卸式矿车进行矿石运输。

（6）提升系统

1）二期工程矿石、废石提升系统

二期工程设计规模 800 万 t/a，其中镜铁矿 570 万 t/a，磁铁矿 230 万 t/a。开采范围为-500m 至-625m 之间的矿体。

二期工程 570 万 t/a 镜铁矿矿石由现有 1 号主井和 2 号主井+新建 1 号胶带斜井接力提升到地表；230 万 t/a 磁铁矿矿石由现有 3 号主井+新建 2 号、3 号胶带斜井接力提升到地表；50 万 t/a 的废石由吴集北段矿段 3 号主井提升到地表。15 万 t/a 的废石由联合副井提升到地表。

二期工程中段内采用无轨设备运输矿、岩，在-650m 设集中有轨运输中段。有轨运输水平采用 20t 电机车双机牵引 10 辆 10m³ 底侧卸式矿车进行矿石运输。矿石通过集中溜井下放至粗碎站进行破碎。李楼段井下粗碎站设在-680m 水平，粗碎站内设 2 台 C150 型颚式破碎机。吴集北段矿段受限于采矿权标高，将二期工程的粗碎站设在李楼段-680m 粗碎站附近，与李楼段二期工程溜破系统集中布置。粗碎站内设 1 台 C150 型颚式破碎机。

镜铁矿斜井胶带设计：

镜铁矿矿石经破碎机破碎后通过 1 号转运胶带进入 7 号转载站，转载至 1 号斜井胶带机，经 1 号斜井胶带机运输至 5#及 6#皮带的矿仓，进入李楼段原溜破系统的下部矿仓，最终给入 1 号、2 号主井提升至地表选厂进行后续处理。为便于区分吴集北段井下斜井胶带，将本斜井胶带系统命名为 1 号斜井胶带。

1 号胶带斜井底部标高为-700m，斜井头部标高为-554m，水平长度约 665m，斜井角度 14°，提升高度 146m，胶带机参数：带宽

B=1200mm，带速 2m/s，带强 ST2000，电机功率 2×400kW，永磁电机驱动。

2 号胶带斜井底部标高为-700m，斜井头部标高为-576m，水平长度约 505m，斜井角度 14°，提升高度 124m，胶带机参数：带宽 B=1000mm，带速 2m/s，带强 ST1250，电机功率 355kW，永磁电机驱动。

3 号胶带斜井底部标高-580.5m，头部标高为-557m，水平长度约 397m，斜井倾角 3.36°，提升高度 23.5m。胶带机参数：带宽 1000mm，带速 2m/s，带强 ST630，电机功率 132kW，采用交流变频电机。

3 号转运皮带作为 3 号胶带与现有 6 号转运站之间的连接皮带，水平长度 95m，提升高度 0m。胶带机参数：带宽 1000mm，带速 1.6m/s，电机功率 55kW，采用交流变频电机。

斜井胶带系统驱动、拉紧和安全装置：

① 驱动装置

斜井皮带机驱动装置布置均在头部。李楼 1 号斜井皮带采用双滚筒驱动，选用 2 台 400kW 永磁电机，驱动布置形式为 1:1。

皮带机传动滚筒直径根据输送机带芯的类型、张力等因素确定。传动滚筒最小直径按 D=Co×dB（Co 计算系数，dB 皮带钢丝绳直径）计算，在此基础上按照滚筒的张力利用率进行选取，并进行皮带比压和皮带钢丝绳下的比压校核，最后确定 1 号斜井皮带机传动滚筒直径为 1250mm。

由于传动滚筒圆周驱动力大、工作环境条件差，所以采用胶面传动滚筒。皮带机胶面传动滚筒采用菱形沟槽。

② 拉紧装置

拉紧装置的类型根据拉紧力大小、皮带机布置形式等因素确定。

拉紧行程根据皮带机总长度、启动和制动方式、胶带的特性等因素确定。设计 1 号斜井皮带机采用尾部车式重锤拉紧。

③ 安全保护装置

1 号斜井带式输送机设有带式输送机综合保护仪、双向拉绳保护装置、跑偏检测装置、限位保护装置、打滑检测装置、溜槽堵塞检测装置、纵向防撕裂保护装置、制动装置的开闭检测装置等。

磁铁矿斜井胶带设计：

磁铁矿井下斜井皮带机系统由 2 号、3 号两条斜井皮带机组成，粗碎后粒度为 230～0mm 的矿石由下部矿仓仓底 2 台 XZGZ1500 座式振动给料机给料至 2 号斜井皮带机，提升至-576m 标高水平；然后转入 3 号斜井皮带机，提升至-557m 标高水平，再经 3 号转运皮带转运至备用溜破系统 6 号转运站给入倒运皮带，进入吴集北段原溜破系统的下部矿仓，最终给入 3 号主井提升至地表选厂进行后续处理。

2 号胶带斜井底部标高为-700m，斜井头部标高为-576m，水平长度约 505m，斜井角度 14°，提升高度 124m，胶带机参数：带宽 B=1000mm，带速 2m/s，带强 ST1250，电机功率 355kW，永磁电机驱动。

3 号胶带斜井底部标高-580.5m，头部标高为-557m，水平长度约 397m，斜井倾角 3.36°，提升高度 23.5m。胶带机参数：带宽 1000mm，带速 2m/s，带强 ST630，电机功率 132kW，采用交流变频电机。

3 号转运皮带作为 3 号胶带与现有 6 号转运站之间的连接皮带，水平长度 95m，提升高度 0m。胶带机参数：带宽 1000mm，带速 1.6m/s，电机功率 55kW，采用交流变频电机。

① 驱动装置

斜井皮带机驱动装置布置均在头部。吴集北段矿段 2 号、3 号斜井

皮带采用单滚筒驱动，2 号斜井皮带选用 1 台 355kW 永磁电机，3 号斜井皮带选用 1 台 132kW 低压变频电机。

皮带机传动滚筒直径根据输送机带芯的类型、张力等因素确定。传动滚筒最小直径按 D=Co×dB（Co 计算系数，dB 皮带钢丝绳直径）计算，在此基础上按照滚筒的张力利用率进行选取，并进行皮带比压和皮带钢丝绳下的比压校核，最后确定 2 号斜井皮带机传动滚筒直径为 1250mm，3 号斜井皮带机传动滚筒直径为 800mm。

由于传动滚筒圆周驱动力大、工作环境条件差，所以采用胶面传动滚筒。皮带机胶面传动滚筒采用菱形沟槽。

② 拉紧装置

拉紧装置的类型根据拉紧力大小、皮带机布置形式等因素确定。拉紧行程根据皮带机总长度、启动和制动方式、胶带的特性等因素确定。设计 2 号斜井皮带机采用尾部车式重锤拉紧，3 号斜井皮带机采用尾部重锤拉紧。

③ 安全保护装置

2 号、3 号斜井带式输送机均设有带式输送机综合保护仪、双向拉绳保护装置、跑偏检测装置、限位保护装置、打滑检测装置、溜槽堵塞检测装置、纵向防撕裂保护装置、制动装置的开闭检测装置等。

2）三期工程矿石、废石提升系统

三期工程开采-625m 至-825m 之间矿体，在-850m 设集中有轨运输水平，在-880m 设粗碎硐室。破碎后的矿石通过新建 4 号斜井胶带转载至 1 号斜井胶带机，经 1 号斜井胶带机运输至 2 号转运皮带，然后经备用溜破系统 2 号转运站给入倒运皮带，进入李楼段原溜破系统的下部矿仓，最终给入 1 号、2 号主井提升至地表选厂进行后续处理。

4 号胶带斜井底部标高为-900m，斜井头部标高为-680m，水平长

度约 950m，斜井角度 14°，提升高度 220m，胶带机参数：带宽 B=1200mm，带速 2.5m/s，带强 ST4000，电机功率 2×630kW，永磁电机驱动。

三期工程盲副井布置在 0 线附近，井筒净直径为Φ5.0m，井口标高为-650m，井底标高为-900m，最低服务水平为-850m 有轨运输水平，最大提升高度 200m，井深 250m，负责三期工程李楼段 50 万 t/a 废石的提升任务。

盲副井在-650m、-725m、-825m、-850m 设有双侧马头门。盲副井内设 1 套罐笼配平衡锤提升系统。罐笼规格为 4000mm×1800mm 双层多绳罐笼，罐笼自重 13.5t，设计最大提升载荷 12t。

盲副井提升机预选 JKM-2.8×4（Ⅰ）E 型塔式多绳摩擦提升机，配 YP2450L1-10 型交流变频电机，功率 315kW，电机基本转速时的最大提升速度 7.58m/s，设计取 4.2m/s。

3）主井提升

李楼段现有 2 条主井，均为单箕斗配平衡锤提升系统，共同负责 500 万 t/a 镜铁矿矿石的提升任务。两条主井净断面均为Φ5.2 m，井口标高+36m，井底标高-653m，井深 689m，提升高度约 689m。两条竖井均采用 17m³ 单箕斗提升系统，多绳摩擦式提升机塔式布置。箕斗自重 29.65t，有效载重 34t。提升机均采用 JKM-4×6（Ⅲ）E 型多绳摩擦提升机，直流同步电动机直联拖动，电机型号 ZKTD-315/60，功率 2400kW，电机转速 48rpm，电压 800V，提升系统最大提升速度为 10.05m/s，钢丝绳罐道，液压拉紧。两条主井服务-400m 以上中段，集中有轨运输中段设在-425m 水平，破碎硐室设在-571m，装矿皮带道设在-606m，粉矿回收巷道标高-653m。

吴集北段矿段现有 1 条主井，负责 200 万 t/a 磁铁矿矿石的提升任

务和 50 万 t/a 废石的提升任务。主井井口标高+36.0m，井底标高-653m，井深 689m，井筒净直径Φ5.2m。采用单箕斗配平衡锤提升系统，箕斗自重 29.65t，有效载重 34t。提升机采用 JKM-4×6（Ⅲ）E 型多绳摩擦提升机，直流同步电动机直联拖动，电机型号 ZKTD-315/60，功率 2400kW，电机转速 48rpm，电压 800V，提升系统最大提升速度为 10.05m/s，钢丝绳罐道，液压拉紧。主井目前服务-400m 以上中段，集中有轨运输中段设在-425m 水平，破碎硐室设在-571m，装矿皮带道设在-606m，粉矿回收巷道标高-653m。

4）李楼矿段副井提升系统

李楼段 1 号副井位于 1 号主井南侧，承担李楼段人员、材料、设备的下放任务，同时兼做李楼段井下的主要进风井之一。现有副井井口标高+35.75m，井底标高-626m，井深 661.75m，在各中段均设停靠点，且与-571m 破碎水平和-606m 皮带道水平连通。

副井井筒净直径Φ6.0m，配 4000×1550mm 双层罐笼，方钢罐道，井筒内布置梯子间及风水管路。

副井提升系统采用双层罐笼配平衡锤提升系统。现有提升机型号为 JKM-2.8×4（I）E 塔式多绳摩擦提升机，电机型号为 Z500-3A 型直流电动机，电机功率 617kW。最大提升高度为 685.75m。罐笼一次最多可以提升 60 人，罐笼自重 13500kg，最大载重 9280kg。罐笼的提升速度 V=7.9m/s。

二期工程设计将 1 号副井井底延伸至-680m，延伸后井深 715.75m，新设-625m 及-650m 马头门。承担李楼段的人员、材料和小型设备的提升任务，同时作为矿山的主要进风井和主要安全出口之一。

5）吴集北段矿段联合副井提升系统

联合副井位于吴集北段矿段 32 线附近矿体下盘，井口标高+47m，

井底标高-553.5m，井深 600.5m。联合副井与井下-325m、-425m、-525m 水平连通并作为吴集北段井下各生产中段的进风井，除提升井下人员、材料、掘进岩石、设备备件外，还负责 20t 电机车、10m3 底侧卸矿车、多功能服务车车厢的提升下放任务。

联合副井井筒净直径Φ6.5m，采用双层罐笼配平衡锤提升系统。罐笼底板尺寸 5200mm×2300mm，自重 18t，最大载重 16t，一次最大提升人员数量 110 人。采用 JKMD3.5×4(Ⅰ)E 型落地多绳摩擦式提升机，电机型号为 Z560-4A 的直流电机，功率 1000kW，转速 500rpm，电压 660V，提升系统最大提升速度 7.9m/s。井筒内布置有梯子间，作为矿山的主要进风井和主要安全出口之一。

设计将联合副井井底延深至-670m，井深 717m，新设-625m 及-650m 马头门。承担吴集北段矿段 15 万 t/a 废石及人员、材料和设备的提升任务，同时作为矿山的主要进风井和主要安全出口之一。提升系统最大提升速度调整为 6m/s。受限于吴集北段矿权标高，罐笼在-650m 中段仅能作为单层罐笼使用。

2.4.6 采矿工艺

矿山-400m、-300m、-500m 水平矿体均采用分段凿岩阶段空场嗣后充填法。同时矿山-500m 水平以下矿体开采技术条件未发生变化，由于矿山目前大型的凿岩设备等均与分段凿岩阶段空场嗣后充填法匹配。可研设计二期工程和三期工程沿用分段凿岩阶段空场嗣后充填法。

由于-200m 以上的矿体在古风化带以下，其围岩的稳定性需要专项研究，因此-200m 以上的采矿方法待专项研究后，根据研究成果推荐的采矿方法进行开采。

（1）采矿方法结构参数

安徽开发矿业二期工程设计的采矿方法按照不同的矿岩体质量等级采用不同的结构参数。

二期工程设-650m 有轨运输中段，-625m 为集中出矿中段。水平方向上从中间向两翼开采。

-525m～-500m 为水平隔离矿柱。采用分段空场嗣后充填采矿方法回采，在-525m 中段充填体上作业。矿块高度 25m，长为矿体厚度，一步采矿块宽 20 m，二步采矿块宽 20m，顶部留设 10m 矿柱，隔一采一。采矿结构与正常中段采出的出矿水平相同。

三期工程设-850m 有轨运输中段，设-825m、-750m 两个集中出矿中段。-650m～-625m 为水平隔离矿柱。采用分段空场嗣后充填采矿方法回采，在-750m 中段充填体上作业。矿块高度 25m，长为矿体厚度，一步采矿块宽 20 m，二步采矿块宽 20m，顶部留设 10m 矿柱，隔一采一。采矿结构与正常中段采出的出矿水平相同。

矿块构成要素见表 2.4-4、表 2.4-5。

表 2.4-4 垂直矿体走向采矿方法矿块构成要素

序号	构成要素名称	单位	参 数	备注
1	矿块高度	m	100	-625m、-750m
		m	75	-825m
2	矿块长度	m	70（II级矿体）	当矿体厚度小于设计的矿块长度时，矿块长度为矿体厚度。
			50（III级矿体）	
			40（IV级矿体）	
3	矿块宽度	m	20（II级矿体、III级矿体）	
			12（IV级矿体）	
4	凿岩分段高度	m	25	

表 2.4-5 沿矿体走向采矿方法矿块构成要素

序号	构成要素	单位	沿矿体走向矿块布置	备注
1	矿块高度	m	100	-625m、-750m
		m	75	-825m
2	矿块长度	m	70（II级矿体）、 50（III级矿体）	
3	矿块宽度	m	矿体厚度	
4	凿岩分段高度	m	25	

通风天井、溜井主要采用自行式天井钻机施工。切割天井采用 CY-R40C 型切割槽天井钻机施工。平巷掘进选用 Boomer281 型液压凿岩台车凿岩，铵油炸药爆破，数码雷管导爆系统起爆；平巷掘进采用 3m³ 柴油铲运机出渣；部分平巷由于断面小，大型设备无法施工，可采用 YT27 型浅孔凿岩机辅助作业；采用锚杆台车支护，撬毛台车撬毛，喷浆台车支护，混凝土喷射机辅助支护。

（2）回采

分段凿岩阶段空场嗣后充填采矿法采用中深孔分段凿岩，铲运机阶段出矿，嗣后充填的回采工艺。沿矿体走向分为一步采矿块和二步采矿块，一步采回采结束后进行充填、养护，充填体达到设计强度后，回采二步采矿块。

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，崩下矿石铲出 1/3，其余矿石留在矿块内支撑围岩和充填体，整个矿块矿石全部崩落后，进行高强度出矿，出矿完毕立即进行充填。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。

回采使用中深孔落矿，采用 Simba1354 型中深孔凿岩台车凿上向扇形孔，炮孔直径Φ80mm，炮孔排距 2m，孔底距 2.6～3.2m。每一循

环钻 2 排孔，每次爆破 1～2 排炮孔。采用井下 CharmecMC605DA 装药车装药，数码电子雷管起爆。

矿块控制放矿块度为 900mm，采区溜井上部安装格筛，不合格大块在格筛上或装矿进路中进行二次破碎处理。采区溜井下部采用振动给料机放矿。

（3）通风

新鲜风流进入井下，经中段巷道、下盘进风天井进入集中出矿水平、凿岩水平沿脉、穿脉巷道，冲洗工作面后，污风经阶段回风天井、回风平巷、回风井排至地表。

（4）出矿

采场内矿石利用 LH514E 型电动铲运机运往下盘采区溜井。采区溜井上部安装格筛，矿块控制放矿块度为 900mm，不合格大块在格筛上或装矿进路中进行二次破碎处理。采区溜井下部采用振动给料机装矿车。

（5）充填

①采场准备

采场回采结束后，即进行充填准备工作。充填准备工作主要是做好采场的密闭工作，除预留泄水孔和观察通道外，使整个采场与周围其他井巷隔开，以防止充填料的流失和污染。

充填挡墙设置在出矿进路和分段凿岩巷道内，隔墙距采场边界大于 3m。

②充填管路的敷设和检查

通过回风天井将充填管道至井下充填水平。采用 D168×12 锰合金耐磨钢管及Φ160HDPE 管接至采场。充填前，由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脱水准备

从采场最上部的巷道中吊挂波纹滤水管，在采场底部将波纹滤水管敷设至充填泄水隔墙并穿过充填泄水隔墙，以排出采场内充填体的渗水。

④充填作业

矿块充填采用分步充填，为防止跑浆事故，减少充填体对充填挡墙的压力，采场底部 10m 充填料强度要求 R_{28}≥3MPa，待初凝后再依次充填，直至矿块充满为止。为了保证上、下中段矿块生产安全，在二步采矿块充填时，矿块底部 10m 充填料强度要求 R_{28}≥3MPa，做成人工假底。

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二步采矿块回采。

充填接顶的主要方法如下：

分次充填，在矿块上部充填中分次进行，在上一次充填料浆的滤水排出后，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。

⑤充填体强度要求

通过对安徽开发矿业有限公司李楼井下大型采场开采过程中稳定性参数研究，在充填体周围岩体不产生破坏即弹性变形的前提下，根据采场不同高度，确定二期工程一步骤充填体所需要的强度值如表 2.4-6 所示。

表 2.4-6 一步骤采场充填体强度值

距充填体顶面的高度H(m)	充填体强度推荐值R_{28}（MPa）	
	II级矿体采场	III级矿体采场
0～10	≥3.0	≥3.0
10～45	≥2.0	≥2.0
45～70	≥2.5	≥2.5
70～100	≥3.0	≥3.0

二步骤采场充填体所需要的强度，理论上比第一步骤采场充填体的强度低，灰砂比可以比较小，一般采用低强度的胶结充填体即可，取 R_{28}≥0.8MPa。但是，考虑到上下相邻中段的开采，在其顶、底部各 10m 厚仍然要求充填体的强度 R_{28}≥3.0MPa。

可研建议深部采场侧帮暴露面在 3500m2～6000m2 范围，采场顶板暴露面积在 600m^2～1200m^2 范围。

（6）隔离矿柱回收方法

-425m～-400m 水平隔离矿柱和-525m～-500m 水平隔离矿柱在二期工程的中后期开始回收。-625m～-650m 隔离矿柱在-725m 中段开采末期进行回收。

隔离矿柱采用分段空场嗣后充填采矿方法回采。矿块高度 25m，长为矿体厚度，一步采矿块宽 20m，二步采矿块宽 20m，顶部留设 10m 矿柱，隔一采一。采矿结构与正常中段采出的出矿水平相同。自出矿水平沿脉巷向矿体掘进出矿联络道，出矿联络道间距 40m。出矿进路与出矿联络道呈 45°斜交，出矿进路间距 10m～12m，自出矿联络道开始施工。出矿堑沟巷道自出矿进路开始施工，在堑沟拉底巷中施工切割井，以切割井为爆破自由面，采用中深孔爆破。采用 LH514E 型遥控电动铲运机在底板结构保护下从出矿进路出矿。

采场底部结构在采场充填之前进行回收。利用出矿进路进行凿岩，以空区为自由面逐排爆破，由拉低巷道向出矿巷道方向退采，出矿采用 LH514E 型遥控电动铲运机出矿，远程控制。以出矿进路作为凿岩巷道，出矿巷道出矿。出矿完成后封堵充填。

（7）爆破器材库

目前李楼在井下-400m 水平南盘建有 1 座 15t 井下爆破器材库，吴集北段井下-400m 水平中部建有 1 座 11t 井下爆破器材库。设计二期工程和三期工程均利用现有炸药库存放炸药。

爆破器材通过爆破器材运输车由地表经 1 号副井运往井下爆破器材库。井下掘进所需炸药采用炸药运输车运往各掘进爆破地点，回采所需炸药采用中深孔装药台车通过辅助斜坡道运往各回采爆破地点。

（8）加油站硐室

安徽开发矿业有限公司目前井下设备所需燃油采用专用油罐车进行运输和存储，矿山每日井下消耗柴油量约 6t，李楼配备 CY-4000 型无轨油料运输车 2 台。

二期工程李楼在-625m（20 线附近）和-525m（20 线附近）分别设置加油站硐室。吴集北段在-625m（46 线和 24 线附近）和-525m（46 线和 24 线附近）分别设置加油站硐室。

三期工程在-750m（20 线附近）和-825m（20 线附近）分别设置加油站硐室。

2.4.7 通风系统

矿山分李楼段和吴集北段两个矿段分区通风。

（1）通风系统及通风方式

1）李楼段二期通风方式

地表新鲜风流从1#副井、南进风井和辅助斜坡道进入井下，经-650m中段和-625m中段石门巷、下盘沿脉巷、中段进风天井（6条）等进入采掘生产作业面，清洗作业面后的污风经回风联络道、上盘沿脉巷，中段回风天井（8条）回至-400m总回风水平，经回风石门等后通过南回风井和盲北回风井、北回风井排至地表。

井下设进、回风机站，进风机站设置在-650m中段1#副井、南进风井车场附近和-625m中段1#副井、南进风井车场附近。回风机站布置在-400m水平南回风井联巷和-400m水平盲北回风井联巷。

2）李楼段三期通风方式

李楼段三期工程采用抽出式通风方式，两翼对角式通风系统。地表新鲜风流从1#副井、南进风井和辅助斜坡道进入井下，经-850m运输水平和-825m出矿中段、沿脉、进风天井等进入采掘生产作业面，清洗作业面后的污风经回风联络道、回风天井、回风平巷、回风石门等上至-625m回风水平，经南回风井和盲北回风井、北回风井排至地表。

井下设进、回风机站，进风机站设置在-850m中段1#副井、南进风井车场附近和-825m中段1#副井、南进风井车场附近。回风机站布置在-625m水平南回风井联巷和-625m水平盲北回风井联巷。

3）吴集北段通风方式

吴集北段地表新鲜风流从联合副井和辅助斜坡道进入井下，经-650m中段和-525m中段车场、下盘沿脉巷、进风天井等进入采掘生产作业面，清洗作业面后的污风经回风联络道、上盘沿脉巷，北盘由中段回风天井回至-250m总回风水平，经回风石门由北风井后排至地表。南盘由中段回风天井回至-400m总回风水平，经回风石门由南风井排至地表。

井下设回风机站，回风机站布置在-425m水平南风井联巷和-250m

水平北回风井联巷。

（2）风量计算

李楼段二期通风系统矿井总风量为 517.63m³/s。李楼段三期通风系统矿井总风量为 487.70m³/s。

李楼段二期项目开采至-625m 中段时为通风困难时期，矿井南进风井至南回风井井口通风阻力为 3686.82Pa，矿井 1#副井至北回风井井口通风阻力为 3248.19Pa。

李楼段三期项目开采至-825m 中段时为通风困难时期，矿井南进风井至南回风井井口通风阻力为 3881.83Pa，矿井 1#副井至北回风井井口通风阻力为 3483.11Pa。

吴集北段矿井总风量为 252.90m³/s。项目开采至-625m 中段时为通风困难时期，矿井联合副井至南风井井口通风阻力为 2855.36Pa，矿井联合副井至北风井井口通风阻力为 2629.69Pa。

（3）风机选型

1）李楼段

李楼段二期工程：设计采用主扇抽出式通风系统，李楼 1#副井、南进风井和斜坡道进风，南回风井、北回风井回风。

三期工程：通风系统进、回风机沿用二期通风系统进、回风机站风机。

李楼段二期通风系统南回风井-400m 水平回风机站风机风量为 271.76m³/s；盲北回风井-400m 水平回风机站风机风量为 271.75m³/s。

南进风井-625m 水平和-650m 水平进风机站风机风量均为 136.50m³/s；1#副井-625m 水平和-650m 水平进风机站风机风量均为 105.00m³/s。

李楼段三期通风系统南回风井-625m 水平回风机站风机风量为

256.04m³/s；盲北回风井-625m 水平回风机站风机风量为 256.04m³/s。

南进风井-825m 水平和-850m 水平进风机站风机风量均为 126.00m³/s；1#副井-825m 水平和-850m 水平进风机站风机风量均为 99.75m³/s。

通风系统风机工作风量及工作风压得出进、回风机站风机选型参数和机站设置见表 2.4-7。

表 2.4-7 李楼铁矿机站配置表

机站名称	机站位置	机站数	风机型号	机站风机数量	功率（kW)	备注
二期工程						
进风机站	-650m1#副井车场绕道	1	K40-8-№25（FKDN№25/200）	1	200	二期主扇
	-625m1#副井联巷	1	K40-8-№25（FKDN№25/200）	1	200	二期主扇
	-650m 南进风井联巷	1	K40-8-№26（FKDN№26/250）	1	250	二期主扇
	-625m 南进风井联巷	1	K40-8-№26（FKDN№26/250）	1	250	二期主扇
辅扇	-680m 溜破回风井联巷	1	K45-6-№11（FKDN№11/15）	1	15	二期辅扇
	-704m 溜破回风井联巷	1	K45-6-№11（FKDN№11/15）	1	15	二期辅扇
	-571m 回风天井	1	K45-6-№12t/a（FKZN№12/18.5）	1	18.5	二、三期共用辅扇
回风机站	-400m 南回风井石门	1	DK62(B)-12-№40（FKCDZN№40t/a/2×710）	1	2×710	二期主扇
	-400m 盲北回风井石门	1	DK62(B)-12-№40（FKCDZN№40t/a/2×710）	1	2×710	二期主扇
三期工程						
进风机站	-850m1#副井车场绕道	1	K40-8-№25（FKDN№25/200）	1	200	三期主扇
	-825m1#副井联巷	1	K40-8-№25（FKDN№25/200）	1	200	三期主扇
	-850m 南进风井联巷	1	K40-8-№26（FKDN№26/250）	1	250	三期主扇
	-825m 南进风井联巷	1	K40-8-№26（FKDN№26/250）	1	250	三期主扇
辅扇	-625m 溜破回风井联巷	1	K45-6-№11（FKDN№11/15）	1	15	三期辅扇

机站名称	机站位置	机站数	风机型号	机站风机数量	功率（kW)	备注
	-571m 回风天井	1	K45-6-№12t/a（FKZ№12/18.5）	1	18.5	三期辅扇
回风机站	-625m 南回风井石门	1	DK62(B)-12-№40（FKCDZ№40t/a/2×710）	1	2×710	三期主扇
	-625m 盲北回风井石门	1	DK62(B)-12-№40（FKCDZ№40t/a/2×710）	1	2×710	三期主扇

2）吴集北段

通风系统-425m 中段南风井回风机站风量为 152.25m³/s；-250m 中段北风井回风机站风量为 113.30m³/s。

吴集联合副井进风，南风井和北风井回风。

机站设置情况表见表 2.4-8。风机选型参数表见表 2.4-9。

表 2.4-8　吴集北段矿区通风系统机站配置表

机站名称	机站位置	基站数	风机型号	机站内风机数量	功率（kW)	备注
回风机站	-425m 南风井联巷	1	DK62(A)-12-№32（FKCDZ№32/2×355）	1	2×355	主扇
	-250m 北风井联巷	1	DK62(A)-12-№30（FKCDZ№30/2×250）	1	2×250	主扇

2.4-9　风机性能参数表

风机型号	功率（kW）	风量范围（m³/s）	风压范围（Pa）
DK62(B)-12-№40（FKCDZ№40 /2×710）	2×710	137.2~347.2	1432~4150
DK62(A)-12-№32（FKCDZ№32/2×355）	2×355	60.0~189.4	1199~3772
DK62(A)-12-№30（FKCDZ№30 /2×250）	2×250	49.5~156.0	1054~3315
K40-8-№26（FKD№26/250）	250	75.4~164.2	288~1330
K40-8-№25（FKD№25/200）	200	67.0~146.0	266~1229
K45-6-№12 （FKZ№12/18.5）	18.5	15.2~28.5	367~704
K45-6-№11（FKD№11/15）	15	11.6~22.0	309~592

（4）局部通风

井下贯穿风流无法到达、通风线路难以控制或局部风阻较大地段均需采用局扇加强通风，将污风引入回风巷经回风井排出地表。以确

保作业环境安全。

1）采场通风

采场爆破后采用局扇加强通风。新鲜风流由下盘沿脉巷经出矿进路进入采场，污风引入分段通风天井排出。

2）掘进工作面的通风

采掘工作面和独头巷道掘进时采用局扇进行局部通风。必须严格按《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）的有关技术要求，认真落实各项规定措施，并及时检查和维修。切实严防 CO 中毒事故发生。

局扇型号 FK（JK40）-1№.7（11kW/台），风机风量 8.8～10.5m^3/s，全压 1025～769Pa，送风距离 700m，功率 15kW，生产时局扇 23 台工作，4 台备用，共计 27 台。

（5）通风构筑物设置

为保证井下通风风流的畅通，使新鲜风流能到达各需风地点，需设置风门、调节风门或风窗等设施进行调节。同时建立相关的硬、软件配套设施，以便通风管理集中控制。

表 2.4-10 主要通风构筑物一览表

序号	通风构筑物位置	构筑物类型	数量	备注
1	-200m 水平辅助斜坡道联巷	风门	2 道	李楼段二期工程
2	-250m 水平辅助斜坡道联巷	风门	2 道	
3	-250m 水平北回风井联巷	风墙	1 道	
4	-400m 水平辅助斜坡道联巷	风门	2 道	
5	-500m 中段南回风井联巷	风门	2 道	
6	-525m 中段南进风井石门	风门	2 道	
7	-525m 中段 1#副井石门	风门	2 道	
8	-650m 中段回风天井联巷	风窗	3 道	

序号	通风构筑物位置	构筑物类型	数量	备注
9	-625m 中段 1#副井石门绕道	风门	2 道	
10	-650m 中段 1#副井石门绕道	风门	2 道	
11	-250m 中段北风井联巷	风窗	1 道	吴集北段二期工程
12	-425m 中段辅助斜坡道联巷	风门	2 道	
13	-425m 中段联合副井石门	调节风门	1 道	
14	-425m 中段 14#穿脉东侧上盘巷	风门	2 道	
15	-425m 中段 16#穿脉	风门	1 道	
16	-425m 中段 18#穿脉	风门	1 道	
17	-425m 中段下盘回风巷	风窗	1 道	
18	-400m 中段北回风联巷	风门	2 道	
19	-557m 中段吴集主井联巷	风门	2 道	
20	-650m 中段回风天井联巷	风窗	2 道	
21	-400m 中段南回风井联巷	风墙	1 道	李楼段三期工程
22	-525m 中段南进风井石门	风墙	1 道	
23	-625m 中段南进风井石门	风墙	1 道	
24	-650m 中段南进风井石门	风墙	1 道	
25	-625m 中段 1#副井石门	风门	2 道	
26	-650m 中段 1#副井石门	风门	2 道	
27	-850m 中段回风天井联巷	风窗	2 道	

2.4.8 矿山供配电设施

（1）电源

安徽开发矿业公司现有 110kV 变电站一座和 35kV 变电站一座。

110kV 变电站由双重电源供电，110kV 蓼李 648（Ⅰ回）、110kV 蓼李 649（Ⅱ回）电源线路分别引自 220kV 蓼城变两段 110kV 母线，线路导线型号：LGJ-240/30，线路单长为 22km，全部采用铁塔架设，共计 174 座。110kV 电源进线开关为内桥连接方式，安装 COMPASS 罗盘高压组合电器 2 台，主变 2 台，其中 1#主变 SZ22-63000/110，2#

主变 SZ22-63000/110，运行方式一用一备。110kV 变电站内 10kV 系统采用单母线分段接线方式，设有两段母线，两段母线间设有母联装置。110kV 变电站现有负荷为 48.5MVA，功率因数 0.95。其中选矿主厂房 21.5MVA，选矿综合泵站 5.6MVA，选矿中细碎 2.1MVA，主井提升 7.3MVA，井下采矿 9.3MVA，3 个充填站 1.5MVA，办公等生活用电约 1.2MVA。

35kV 变电站由一路电源供电，35kV 高李电源线路引自 110kV 高塘变 35kV 母线，线路由电缆和架空线路组成，单长 7.2km，其中架空线路型号为 LGJ-120/30，长 6.1km；电缆线路型号为 YJLV22-1（3×150），长 1.1km。35kV 系统采用全桥接线方式，安装真空断路器 3 台。主变 2 台，其中 1#主变 SZ9-4000/35，2#主变 SZ9-8000/35，作为安徽开发矿业保安电源。35kV 变电站为预装式变电站。

该项目为井下延伸工程，供配电系统电源引自 110kV 变电站 10kV 不同母线段。

深部开拓实施后，全矿采选总负荷将达到 53MVA。110kV 变电站现有主变容量充足，能满足矿山深部延伸工程用电需求。两台主变运行方式仍采用一用一备方式，当工作变压器故障时，备用变压器带全部一、二级负荷。

（2）用电负荷

1）李楼段采矿工程二期负荷

李楼段采矿工程二期用电设备装机容量为 33918.77kW，工作容量为 27390.77kW。

计算无功功率：Qjs=12943.84kvar；

计算视在功率：Sjs=22491.89kVA；

计算功率因数：cos φ=0.82。

2）吴集北段采矿工程二期负荷

吴集北段采矿工程二期用电设备装机容量为 12223.60kW，工作容量为 11613.10kW。

计算有功功率：Pjs=7962.63kW；

计算无功功率：Qjs=6113.08kvar；

计算视在功率：Sjs=10038.59kVA；

计算功率因数：cosφ=0.79。

3）采选工程二期一级负荷

二期时，1#副井提升机、联合副井提升机、井下-525m 主排水泵、井下-650m 主排水泵、井下采区矿用电梯为一级负荷，其它用电负荷均为二级负荷。一级负荷安装容量为 10361.00kW，工作容量为 5911.00kW。

4）李楼段采矿工程三期负荷

李楼段采矿工程三期用电设备装机容量为 37442.13kW，工作容量为 30117.13kW。

计算有功功率：Pjs=20270.94kW；

计算无功功率：Qjs=14451.67kvar；

计算视在功率：Sjs=24895.01kVA；

计算功率因数：cosφ=0.81。

5）采选工程三期一级负荷

三期时，1#副井提升机、李楼-625m 盲副井提升机、井下-525m 主排水泵、井下-650m 主排水泵、井下-850m 主排水泵、井下采区矿用电梯为一级负荷，其它用电负荷均为二级负荷。一级负荷安装容量为 11254.00kW，工作容量为 6004.00kW。

（3）供配电系统

深部开拓工程实施后，全矿采选工程最大总负荷将达到 55MVA。110kV 变电站现有主变容量充足，能满足矿山深部延伸工程用电需求。两台主变同时运行，采用分列运行方式，互为备用，当其中一台变压器故障时，另一台变压器带全部一、二级负荷。

1）李楼段二期变配电所

地面共设置 7 座变配电所，其中新设 2 座，利旧 5 座。二期新设的变配电所有：1 座李楼 1#副井口变电所、1 座李楼地面空压机房变电所。二期利旧的变配电所有：1 座 1#主井提升机变电所（利旧一期）、1 座 2#主井提升机变电所（利旧一期）、1 座 1#副井提升机变电所（利旧一期）、1 座 1#充填站变电所（利旧一期）、1 座 2#充填站变电所（利旧一期）。

井下共设置 22 座变配电所，其中新设 20 座，利旧 2 座。二期新设的变配电所有：1 座李楼-400m 北回风机变电所、1 座李楼-400m 南回风机变电所、1 座李楼-500m 北沿空压机变电所、1 座李楼-500m 南沿空压机变电所、1 座李楼-525m 空压机变电所、1 座 1 号斜井-554m 变电所、1 座李楼-625m 进风机变电所、6 座李楼-625m 采区变电所、1 座李楼-650m 泵房中央变电所、4 座李楼-650m 牵引变电所、1 座李楼-650m 南进风机变电所、1 座李楼-680m 破碎站变电所。二期利旧的变配电所有：1 座李楼-525m 泵房中央变电所（利旧一期）、1 座李楼-571m 破碎站变电所（利旧一期）。

2）吴集北段二期变配电所

地面共设置 4 座变配电所，利旧 4 座。二期利旧的变配电所有：1 座 3#主井提升机变电所（利旧一期）、1 座联合副井提升机变电所（利旧一期）、1 座吴集新工业厂区配电站（利旧一期）、1 座 3#充填站变电

所（利旧一期）。

井下共设置 17 座变配电所，其中新设 15 座，利旧 2 座。二期新设的变配电所有：1 座吴集-250m 北风井变电所、1 座吴集-425m 南风井变电所、1 座吴集-500m 北沿空压机变电所、1 座吴集-500m 南沿空压机变电所、1 座吴集-525m 空压机变电所、1 座吴集-650m 中央变电所、1 座吴集-650m 北沿牵引变电所、1 座吴集-650m 南沿牵引变电所、4 座吴集-625m 采区变电所、1 座吴集-680m 破碎站变电所、1 座 2 号斜井-576m 变电所、1 座 3 号斜井-557m 变电所。二期利旧的变配电所有：1 座吴集-425m 中央变电所（利旧一期）、1 座吴集-571m 破碎站变电所（利旧一期）。

3）李楼段三期变配电所

地面共设置 7 座变配电所，利旧 7 座。三期利旧的变配电所有：1 座李楼 1#副井口变电所（利旧二期）、1 座李楼地面空压机房变电所（利旧二期）、1 座 1#主井提升机变电所（利旧一期）、1 座 2#主井提升机变电所（利旧一期）、1 座 1#副井提升机变电所（利旧一期）、1 座 1#充填站变电所（利旧一期）、1 座 2#充填站变电所（利旧一期）。

井下共设置 26 座变配电所，其中新设 18 座，利旧 8 座。三期新设的变配电所有：1 座李楼-625m 北回风机变电所、1 座李楼-625m 南回风机变电所、李楼-625m 盲副井变电所、1 座 4 号斜井-680m 变电所、1 座李楼-825m 进风机变电所、6 座李楼-825m 采区变电所、1 座李楼-850m 南进风机变电所、1 座李楼-850m 泵房中央变电所、4 座李楼-850m 牵引变电所、1 座李楼-880m 破碎站变电所。三期利旧的变配电所有：1 座李楼-500m 北沿空压机变电所（利旧二期）、1 座李楼-500m 南沿空压机变电所（利旧二期）、1 座李楼-525m 空压机变电所（利旧二期）、1 座 1 号斜井-554m 变电所（利旧二期）、1 座李楼-650m 泵房中央变电

所（利旧二期）、1 座李楼-680m 破碎站变电所（利旧二期）；1 座李楼-525m 泵房中央变电所（利旧一期）、1 座李楼-571m 破碎站变电所（利旧一期）。

（4）供配电电压

根据负荷容量、用电设备特性、供电距离、电源接入方案等因素，采用下列各种供配电电压：

1）外部供电电源电压为 AC110kV，中性点接地系统。

2）高压配电及高压电动机采用 AC10kV，经消弧线圈接地系统。

3）井下凿岩台车、喷浆台车、锚杆台车、掘进台车及电动铲运机天井钻机等低压供配电系统采用 AC1000V，接地形式采用中性点不接地的 IT 系统。

4）井下其它低压供配电系统采用 AC380V，接地形式采用中性点不接地的 IT 系统。

5）地表照明及电动机控制电压为 AC220V。

6）井下固定式照明灯具采用 AC220V，采掘移动照明为 AC36V。

7）牵引电机车采用直流 550V。

（5）电力电缆选择

室外管网采用电缆沟敷设为主，局部穿管敷设或电缆桥架敷设。

室内可沿墙柱及工艺操作平台设电缆桥架敷设，引至设备段采用穿管明敷或暗敷。对于变配电所内电缆敷设方式，采用电缆沟敷设。

电缆在井下斜巷或平巷内用挂钩挂在巷道壁或支架上敷设，电缆悬挂点间距≤3m；电缆与风、水管平行敷设时，应敷设在管路上方 300mm 以上；高、低压电力电缆之间的净距应≥100mm；高压电缆之间、低压电缆之间的净距应≥50mm，并应不小于电缆外径；电力电缆与通信电缆或光缆敷设在巷道同一侧时，电力电缆应在通信电缆下方，

且净距≥100mm；电力电缆与通信电缆或光缆在井筒内敷设时，净距不小于 300mm。

电缆在井筒内沿井壁敷设在梯子间边侧，以便于检修和维护。电缆悬挂点的间距不超过 6m，敷设电缆的夹子、卡箍或其他夹持装置应能承受电缆重量，且不应损坏电缆外皮。

设计井下新选用的电气设备均采用具有矿用安全标志的电气设备。

1）10kV 设备

地面 10kV 开关柜选用 KYN28A-12 型金属铠装移开式开关柜，井下 10kV 开关柜选用 GKG-12 型矿用一般型开关柜，配 12kV 固封断路器（弹簧操作机构）、微机综保和多功能表。

地面配电变压器选用 SCB14 型干式变压器，中性点接地；井下配电变压器选用 KSG14 型矿用干式变压器，中性点不接地。

2）直流操作电源

为满足变配电所控制、保护、通讯、事故照明供电，选择智能模块式免维护铅酸蓄电池装置，电池模块采用 N+1 备份，带微机监控模块，具有 RS485 通讯接口的智能型成套装置。井下用直流屏选用 DGK-4 型矿用直流屏。

3）低压配电柜

地面低压开关柜选用 GGD 型固定式开关柜，井下低压开关柜选用 GKD 型矿用一般型固定式开关柜。≥800A 的断路器采用框架、固定式断路器；≤500A 的断路器采用塑壳式、固定式断路器。

塑壳式断路器、接触器、热继电器、电动机保护器及控制器、变频器、多功能表等元器件选用国产优质产品；

低压电力电容器选用按照功率因数要求，自动电流过零分组投切

的动态补偿装置。

4）电力电缆

井下新选用的高、低压电力电缆、控制电缆均采用具有矿用安标的低烟、无卤、阻燃型电缆。

地面敷设的高压电力电缆选用 ZR-YJV-10kV 或 ZR-YJV22-10kV 系列；竖井中敷设的高压电力电缆选用 WD-MYJY43-10kV 系列；井下平巷中敷设的高压电力电缆选用 WD-MYJY23-10kV 系列。

地面敷设的低压电力电缆选用 ZR-YJV-1kV 或 ZR-YJV22-1kV 系列；竖井中敷设的低压电力电缆选用 WD-MYJY43-1kV 系列；井下平巷敷设的低压电力电缆选用 WD-MYJY23-1kV 系列；井下采场移动设备选用矿用橡套软电缆。

5）控制电缆，地面敷设的选用 ZR-KVV 或 ZR-KVVP-0.5kV 系列，井下敷设的选用 WD-MKYJY 或 WD-MKYJYP-0.5kV 系列。

6）通讯电缆，由微机综保或自动化系统集成商成套提供。

7）电缆桥架，选用钢制喷塑梯型电缆桥架。

（6）防雷及接地系统

防雷：

1）架空线路：

--经不少于 150m 电缆引入配电站,在架空线转电缆处设避雷器；

--架空地线接地电阻不大于 10Ω；

--加大线路爬距，增加一片绝缘子。

2）110kV、10kV 配电装置：母线上装设避雷器。

3）380V 配电装置：在变电所二次进线侧、配电给外车间的低压回路设过电压吸收装置（SPD）。

4）微机保护、直流系统、PLC 控制电源系统，装设过电压保护器，

上述设备控制室做等电位连接。

5）进出配电室、控制室的电力电缆金属外皮、或非铠装电缆金属保护管应做接地。电气装置外露导电部分和装置外导电部分（如电气装置的金属外壳、电缆桥架、金属管道、金属构件、屏蔽电缆等）均应做保护性接地。

6）敷设在矿区的电缆、桥架及支架每个 30m 做重复接地，接地电阻不大于 30Ω。

7）进入车间工艺管道、供水、供气、管道在进入车间外不少于 15m 处进行重复接地，防止雷电感应过电压进入车间。

接地：

距变电所超过 50m 的 MCC 站应设置重复性接地装置，接地电阻不大于 10Ω。

地面保护接地采用 TN-S 系统，保护接地和中性点接地共用同一接地装置，接地电阻值不大于 4Ω。电气设备正常不带电的金属外壳、金属构架、管道等均应可靠接地，并与整个矿区接地网连接起来。

井下电气装置、设备的外露可导电部分和构架及电缆的配件、接线盒、金属外皮等应可靠接地。

直接从地面接受电源的井下变（配）电所的接地母线应与其附近的井下供水、排水、排泥、压气、充填管路等金属物和沿井巷装设的金属结构等外界可导电部分作总等电位联结。

非直接从地面供电的井下变（配）电所的接地母线应与其附近的供水、排水、排泥、压气、充填管路等金属物和沿井巷装设的金属结构等外界可导电部分就近作局部等电位联结。

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，构成井下总接地网。需要接地的设备和局部接地极均应与

接地干线连接。

二期时，井下主接地极增设 2 组，分别放在井下-650m 中段主、副水仓中；三期时，井下主接地极增设 2 组，分别放在井下-850m 中段主、副水仓中。主接地极采用-2000×1000×10mm 热镀锌钢板制作，接地干线采用-40×5mm 热镀锌扁钢。

局部接地极应设置在各中段变电硐室、单独安装的高压电气设备、低压配电点、连接高压电力电缆的接线盒等电气装置附近的排水沟或集水坑中。井下局部接地极采用-2000×500×6mm 热镀锌钢板制作，接地干线采用-40×5mm 热镀锌扁钢。

当任一主接地极断开时，井下总接地网上任一点测得的总接地电阻，不大于 2Ω。每一移动式和手持式电力设备与最近的接地极之间的保护接地电缆芯线和其他接地线的电阻值，不大于 1Ω。

使用矿用电缆配电的移动式、手持式用电设备及照明灯具的金属外壳，采用配电电缆的接地芯线与总接地网相连。

（7）电气照明

地表照明电压为～220V，检修和安全照明电压为～36V。

井下照明电压采掘工作面、天井以及天井各回采工作面之间均采用～36V。井下巷道采用～220V 电压照明，其电源采用 380/220V 的井下专用变压器，二次侧线圈为△接线，仅设备外壳接地。

矿山的照度要求如下：生产厂房≥200lx；配电室≥200lx；控制室、办公室≥300lx；井下中央变电所、操作硐室≥75lx；一般电气设备硐室和其他硐室≥50lx；井底车场及其附近巷道≥15lx；运输巷道≥10lx。

高大厂房（H≥6m）选用高效节能大功率 LED 灯（≥400W），一般厂房（H＜6m）选用高效节能小功率 LED 灯≤250W），井下主要运输巷道照明采用高效节能 LED 灯。操作平台、重要设备附近等应设置

局部照明。

配电室、办公室、控制室等：选用高效型节能 LED 荧光灯。配电室、控制室、人员疏散通道、安全出口等重要场所设置蓄电池式的应急照明灯具。所有灯具均带就地补偿装置，以提高功率因数，降低起动电流。

2.4.9 防排水与防灭火系统

矿山目前在李楼 1 号副井-525m 井底车场附近建有主排水泵房，该泵房为李楼和吴集铁矿北段共用。两个矿山的坑内涌水、充填回水、采矿回水等均经巷道水沟和泄水井自流至泵房水仓，然后通过敷设在 1 号副井内的排水管路排至地表水池。

-525m 水平排水泵房内设 7 台排水泵：4 台 MD580-60×10 型耐磨多级离心泵，流量 580m3/h，扬程 600m，轴功率 1250kW；3 台 MD360-60×10 型耐磨多级离心泵，流量 360m^3/h，扬程 600m，轴功率 900kW。

1）李楼段涌水量预测

开采至-650m 标高，预测正常基岩裂隙水涌水量为 3272.85m^3/d，预测最大基岩裂隙水涌水量为 5984.77m^3/d；开采至-850m 标高，预测正常基岩裂隙水涌水量为 4207.95m^3/d，预测最大基岩裂隙水涌水量为 9351.11m^3/d。

2）吴集北段涌水量预测

开采至-650m 标高，预测正常涌水量为 1496.25m^3/d，预测最大涌水量为 2753.98m^3/d。

根据矿山多年的生产经验统计，李楼矿段生产回水量约 1744.6m^3/d，充填回水量约 1450m^3/d。吴集矿段生产回水量约 628.7m^3/d，充填回水量约 590m^3/d。

表 2.4-11　二期工程排水量数据

名称	正常涌水量（m^3/d）	最大涌水量（m^3/d）	生产回水量（m^3/d）	充填回水（m^3/d）	正常排水量（m^3/d）	最大排水量（m^3/d）
李楼	3272.85	5984.77	1988.844	1653	6914.694	9626.614
吴集北段	1496.25	2753.98	723.005	678.5	2897.755	4155.485
合计	4769.1	8738.75	2711.849	2331.5	9812.449	13782.099

表 2.4-12　三期工程排水量数据

名称	正常涌水量（m^3/d）	最大涌水量（m^3/d）	生产回水量（m^3/d）	充填回水（m^3/d）	正常排水量（m^3/d）	最大排水量（m^3/d）
李楼	4207.95	9351.11	1744.6	1450	7402.55	12545.71

由于-500m 以上矿体开采过程中，李楼段与吴集北段共用井下排水系统，设计-525m 水平的排水系统不变。在李楼段 1 号副井-650m 车场附近新建排水泵房及水仓等排水设施，同时在 1 号副井内-650m 至-525m 之间敷设接力排水管路，将井下涌水由-650m 排水设施排至-525m 水仓，由现有排水系统接力排至地表高位水池。

-525m 水平排水泵房内设 7 台排水泵：4 台 MD580-60×10 型耐磨多级离心泵，流量 580m^3/h，扬程 600m，轴功率 1250kW；3 台 MD360-60×10 型耐磨多级离心泵，流量 360m^3/h，扬程 600m，轴功率 900kW。正常涌水时 2 台 MD580-60×10 和 2 台 MD360-60×10 型水泵工作，2 台 MD580-60×10 型水泵备用，1 台 MD360-60×10 型水泵检修。最大涌水时 3 台 MD580-60×10 和 2 台 MD360-60×10 型水泵工作，其余水泵备用。

-650m 水泵房配置为：MD360-40×4 型水泵 4 台，电动机功率 250kW/台。正常排水时 2 台工作，1 台检修 1 台备用，10.37h 排完水；最大涌水时 2 台工作，2 台检修，11.6h 排完水。水泵工况点流量 360m^3/h，

扬程 125m，效率 80%；其余备用、检修。另水泵房设有矿用电动单梁起重机，Q=10t，便于检修作业。

排水管选择 D377×8mm 无缝钢管 2 条，沿 1 号副井井筒敷设，正常 1 条工作，1 条备用，管路内做防腐蚀处理。

水仓分内、外水仓 2 条，外水仓总长度 300m，内水仓长 200m，总长度 500m。

-850m 水泵房配置为：MD360-40×10 型水泵 4 台，电动机功率 630kW/台。正常排水时 2 台工作，1 台检修 1 台备用。

水仓分内、外水仓 2 条，外水仓总长度 240m，内水仓长 160m，总长度 400m。

李楼井下生产、除尘的班总耗水量为 1500m³ 班，小时最大耗水量为 187.5m³ /h。井下消防用水量按 20L/s (72m³ /h），持续时间 3h 考虑。根据《冶金矿山采矿设计规范》GB50830-2013，井下消防用水量为 2×10L/s，火灾持续时间 3h，一次消防水量为 216m³ 。

生产新水水源主要为采矿井下排水，不足部分由沿岗河取水补充。李楼二期工程采用集中排水方式，在-650m 的 1 号副井车场附近新建水泵房、水仓。与一期工程的排水系统形成接力排水。涌水沿 1 号副井通过泵送至地表生产、消防新水 6700m³ 储水池，由生产新水泵加压供全厂生产、消防用水。

井下消防采用常高压消防给水系统，井下消防用水取自生产、消防新水泵站，目前已有 1 根 Φ219×7mm 无缝钢管沿 1 号副井接至井下。

一期工程已有区域的消火栓按照规定定期检查和维护。二期工程需要在以下位置新增安装消火栓。

表 2.4-13 消火栓安装位置表

序号	消火栓安装位置	安装数量
1	1 号副井-650m 井底车场	1
2	1 号副井-625m 井底车场	1
3	1 号副井-525m 井底车场	1
4	-425m～-700m 斜坡道	30
5	-625m（20 线附近）加油硐室	1
6	-625 m 中段（12 线下盘）无轨维修硐室	1
7	小计	35

设计采用 SN65 消火栓，Φ65 衬胶水龙带，用 19mm 的水枪喷嘴口径，水带长度 25m。斜坡道延深段内每套消火栓配备 2 条水带，其它位置每套消火栓配备 1 条水带。每个消火栓均配备消防水枪和消防水带，斜坡道内消火栓设置间距为 80m。

为便于压力调节与控制出水口压力，便于后期维修方便，设计在李楼 1 号副井-650m、-625m 水平马头门位置供水主管上安装带有压力表盘的 DN150 减压阀，出口压力 0.25MPa~0.5MPa。

灭火器设置：

一期工程已有区域的灭火器按照规定定期检查和维护。二期工程设计在下列地点配置灭火器。

李楼 1 号副井的-525m 马头门，-625m 马头门，-650m 马头门，-650m 井底车场每处均配置 2 具手提式 5kg 的磷酸铵盐干粉灭火器。

破碎硐室、除尘硐室、1 号带式输送机驱动站，加油硐室、风机硐室（10 处）、-650m 中央变电所和水泵房，-625m 采区配电所、-650m 电机车维修硐室、-625m 无轨维修硐室、-625m 值班硐室、-650m 牵引变电硐室，-525m 空压机站硐室等，每个硐室内均设置 4 具 5kg 的磷酸铵盐干粉灭火器和消防砂、铁锹。

-425m～-700m 的斜坡道和-625m 下盘巷道，灭火器配置点间距 300m，每处设置 2 具手提式 5kg 的磷酸铵盐干粉灭火器，灭火器应能扑灭 150m 范围内的初始火源。

2.4.10 充填系统

（1）充填方案

1 号充填站因负担的充填区域较多，因矿山偶尔短期会出现生产不均衡，北盘需要的充填量增加，对矿山后续稳定、连续生产运行产生了一定的影响，矿山为了解决上述问题，现阶段正在对 1 号充填站进行改造。

2 号和 3 号充填站沿用现有充填站。

设计为减轻井下充填管网转折造成管道的冲击磨损，在 1 号充填站从地表新施工充填钻孔至-400m 水平，充填料浆通过地表充填钻孔至-400m 水平，1 号充填站充填料浆沿二期工程施工的回风天井（-400m～-625m）至-500m 水平，负责充填李楼段 12 号勘探线以北的采场。

2 号充填站充填管路沿南回风井至-500m 水平，负责充填李楼 12 号勘探线以南的采场。

3 号充填站地表新施工充填钻孔至-400m 水平，再沿二期工程施工的充填井至-500m 水平，充填南采区采空区。吴集北段北盘的充填管网下到-400m 水平后，沿-400m 水平现有巷道至北采区，再沿二期工程施工的充填井至-500m 水平，充填北采区采空区。

吴集北段北采区井下充填使用 1 号充填站，南采区井下充填使用 3 号充填站。

设计将继续利用现有的充填站进行充填料浆制备，根据井下各水平的充填倍线的计算结果，见表 7.6-2，各充填水平均可以实现充填料

浆的自流输送。

三期工程因矿体埋藏较深，充填管道的工作压力较大，为减少管道磨损、保证生产安全，利用矿山二期工程的-650m 水平巷道敷设减压环管，并充分利用充填管路沿线长度压头损失及弯头达到自然减压。矿山也可以在三期生产过程中，在满足充填料浆输送需求的情况下，采用减压池、减压站等减压装置或设施。

设计将继续利用现有的充填站进行充填料浆制备，根据井下各水平的充填倍线的计算结果，见表 2.4-10，各充填水平均可以实现充填料浆的自流输送。

表 2.4-14 李楼段二期工程各水平充填倍线表

序号	名称	1 号充填站			
1	充填水平	-375m	-400m	-500m	-600m
2	采场到充填站的高差（m）	410	435	535	635
3	水平输送距离（m）	500～1750	550～1950	600～1960	600～1850
4	最大充填倍线	4.27	4.48	3.66	2.91
		2 号充填站			
5	采场到充填站的高差（m）	410	435	535	635
6	水平输送距离（m）	350～1800	450～2000	450～1850	500～1850
7	最大充填倍线	4.39	4.60	3.46	2.91

表 2.4-15 吴集北段二期工程各水平充填倍线表

序号	名称	1 号充填站			
1	充填水平	-375m	-400m	-500m	-600m
2	采场到充填站的高差（m）	410	435	535	635
3	水平输送距离（m）	900～1850	900～1850	900～1450	900～1400
4	最大充填倍线	4.51	4.25	2.71	2.20
序号	名称	3 号充填站			
5	采场到充填站的高差（m）	410.00	435.00	535.00	635.00
6	水平输送距离（m）	350～1250	350～1250	450～1550	500～1500

7	最大充填倍线	3.05	2.87	2.90	2.36

（2）充填材料

设计采用充填骨料添加胶凝材料的混合胶结充填料浆对采空区进行充填。充填骨料为选厂产出尾砂，胶凝材料为胶固粉。

充填系统应具备制备 2 种充填料浆的能力，分别为平均灰砂比为 1：10 的一步采胶结充填料浆和平均灰砂比为 1：16 的二步采胶结充填料浆。充填料浆的灰砂比按照达到相应充填强度的平均值计算。

按照一步采占充填量的 50%，二步采占充填量的 50%，充填站制备充填料浆浓度 69%。

在满足全部井下采空区充填的前提下，充填系统消耗尾砂 293.59×10^4t/a，消耗胶凝材料 23.76×10^4t/a。

（3）充填工艺与设备

充填系统主要由全尾砂储存供料线、水泥储存供料线、调浓水供给线、充填料浆制备与输送、自动控制系统等组成。

1）全尾砂储存供料线

联合选矿厂尾矿浆通过浓密机浓缩，从而使浓密机底流浓度提高至 45%。当达到 800 万 t/年生产规模时，选矿厂生产尾砂总量 453.51 万 t/年，浓密机底流浓度 45%，底流容重 1.42t/m^3，尾砂浆约总量 710 万 m^3，合 2.15 万 m^3/天、896.1m^3/h、“充填料浆浓度 69%”。选矿厂设置有 3 台Φ60m 浓密机，1 号、2 号浓密机底流经分砂渣浆泵直接泵送至对应的 1 号、2 号充填站；3 号充填站距离较远，3 号浓密机底流由渣浆泵给至隔膜泵喂料，由隔膜泵送至 3 号充填站。总砂泵站内现有 5 台流量为 350m^3/h 的隔膜泵，分别用于向尾矿库、3 号充填站等方向尾矿输送，设备间可通过转换阀门互为备用。

充填用全尾砂由油隔膜泵经管道输送至充填站的立式砂仓中，尾砂浆浓度40～45%，流量约350m³/h。充填系统设置的立式砂仓直径15m，直筒体高度10m，锥底角度30°，总高23.872m，砂仓容积2020m³，单套系统两个砂仓交替进砂和充填，以保证每天连续充填10～12小时。单套系统两个砂仓轮流进砂，在进砂过程中，通过仓顶溢流口进行溢流。砂仓中全尾砂加满后，即可随其自然沉降以达到最大沉降浓度。充填前打开排水设施，以排除全尾砂料面以上的澄清水。溢流水及澄清水自流输送至集中处理系统进行处理。

澄清水排完后，即可打开压气造浆喷嘴以对砂仓中全尾砂进行压气造浆。单个砂仓底部共均布安装290个喷嘴。待池中全尾砂造浆均匀后，则打开放砂阀通过放砂管向搅拌机供给全尾砂浆。其放砂流量由放砂管上电磁流量计进行检测，电动夹管阀进行调节。

2）胶凝剂给料线

选用自制胶固粉作为胶结剂。胶固粉由散装水泥罐车运至充填站后，通过吹灰管吹卸入散装水泥仓中。为了防止各种杂物进入水泥仓，吹灰管上设置有过滤装置。散装水泥仓直径8.0m，总高约22.872m，有效容积527m³，可储存水泥600t，以满足充填系统连续运行要求。水泥仓顶设置人行检查孔、雷达料位计及透气式收尘器。

水泥仓底部设置有螺旋闸门及双管螺旋给料机。充填时打开螺旋闸门，启动双管螺旋给料机即可向搅拌机定量供给水泥。水泥给料量由螺旋电子秤检测。双管螺旋电机采用变频调速，改变双管螺旋转速即可改变水泥给料量，以满足不同灰砂比及生产能力的要求。

3）调浓水供给线

充填站设置一条供水管道，由高位水池或泵加压供给压力水，以供冲洗设备、疏通管道及调节充填料浆浓度。当充填料浆浓度过高时，

供水管上安装有调浓水阀。调浓水经电磁流量计检测，调浓水量由电动调节阀进行调节。

4）充填料浆制备与输送

全尾砂浆、水泥及适量调浓水经各自的供料线进入进料斗后供给搅拌机。搅拌机选用双卧轴搅拌机+高速活化搅拌机两段连续搅拌。两段搅拌机用连接斗进行连续。充填料各组分经两段连续搅拌均匀后制备成浓度适中、流动性良好的充填料浆，而后进入测量管。测量管上安装有电磁流量计及γ射线浓度计以检测充填料浆流量和浓度。

充填料浆最终进入充填料浆下料斗，并通过充填钻孔及井下充填管网自流输送至井下采场空区进行充填。为了防止大块进入充填钻孔并便于冲洗管道，下料斗设置有格筛及冲洗水阀。

5）系统自动控制

为了保证充填料浆浓度、流量及配比的准确及稳定，实现料浆的顺利输送，充填站设立较完善的自控系统，以对充填系统各运行参数进行检测和调节，系统检测的参数有：

全尾砂放砂流量：电磁流量计检测，就地及控制室数字显示。

水泥给料量：螺旋电子秤检测、控制室瞬时流量及累计给料量数字显示。

调浓水量：电磁流量计检测，操作室数字显示。

充填料浆流量：电磁流量计检测，控制室数字显示。

充填料浆浓度：γ射线浓度计检测，控制室数字显示。

水泥仓料位：雷达料位计检测，控制室数字显示。

系统调节的参数有：

全尾砂放砂流量：电动夹管阀调节，控制室手动操作或自动调节。

水泥给料量：变频调速器调节双管螺旋给料机电机转速，控制室

手动操作或自动调节。

调浓水量：电动调节阀调节，控制室手动操作。

上述系统运行参数还可由电子计算机进行数据采集、存储、模拟显示、制表、打印，以便于对充填系统运行状况进行监控和管理。

每套系统在两个立式砂仓仓顶、+6.0m 平台及钻孔下料斗设置摄像机，在控制室中设置大容量计算机，以对充填系统各关键部位运行状况进行实时监视及录像。

6）系统运行参数

充填料浆制备输送能力	≈180m³ /h
充填料浆浓度	约 69%
系统连续稳定运行时间	10～12h
系统一次最大充填量	1600～2000m³
灰砂比	1：10～1：20 可调。

7）1 号充填站新建充填设施方案

1 号充填站新建 1 台Φ20 深锥浓密机，浓密机底流浓度 67%左右，由底流渣浆泵输送至高速柔性搅拌机，溢流水回用于选矿。深锥浓密机底流泵选择 2 台型号为 150ZJ-I-A70 渣浆泵，1 台工作，额定流量为 212m³/h，扬程为 52m，转速 730 转/min，功率为 75kW。

胶凝材料给料设施：

充填用胶凝材料采用胶固粉， 由散装水泥罐车运至充填站。通过散装水泥罐车自带的风力系统，将胶固粉送入料仓。料仓仓底为锥体，设有插板式闸门、微粉秤等。给灰量由微粉秤来计量。

1 号充填站已经设有胶固粉仓 2 个，1 号和 2 号胶固粉仓单仓直径 8m、有效容积 527m³，胶固粉仓总有效容积 1054m³。

供水系统：

充填站已设有供水管道，由高位水池或泵加压供给压力水，以供冲洗设备、疏通管道及调节充填料浆浓度。

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，使充填站工作人员有效掌握充填采场内作业情况，保证充填制备系统与采空区充填作业过程中的联系。

事故池：

在地表充填站设1座事故池，用于事故状态时矿浆及料浆的储存和倒运。事故池为地下式钢筋混凝土结构，储存2h事故矿浆量，有效容积为450m³。

井下充填钻孔硐室及各充填中段管道低点附近设事故池，用于充填管道低点放矿。

2.4.11 专项安全保障系统

（1）监测监控系统

地表监控中心设置在调度楼内的调度指挥中心内，内设井下环境（有毒有害气体、通风以及地压）监测主机2台（双机热备份）、地表沉降监测系统主机2台（双机热备份），主机均按热备冗余配置，以及视频监控系统、人员定位系统、通信联络系统相关设备。

地表监控中心负责监控系统风速、风压、地压、地表沉降、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。

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，共配置30台。

生产过程中可根据实际生产的需要增减便携式三合一气体检测报警仪数量。便携式气体检测报警仪能同时检测 CO 浓度、O_2 浓度、NO_2 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，O_2 的报警浓度为低于 20%Vol，NO_2 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。

1）有毒有害气体在线传感器

采矿工艺所选用炸药为乳化炸药、乳化粒状铵油炸药，其成分主要为硝酸铵、硝酸钠，爆炸后所释放的烟气成分中主要为二氧化氮和一氧化碳。根据规范要求以及开采的工艺条件，对一氧化碳浓度、二氧化氮浓度、氧气浓度设置在线监测。

2）视频监控

在井下各中段斜坡道联络道口、井下装卸矿点、井下各级机站、井下避灾硐室、井下变电所、井下水泵房、井下炸药库等处均设置高清、低照度、红外矿用网络摄像机，并配置全天候防护罩。其中，井下柴油加油硐室及井下炸药库设置本安型红外低照度网络摄像机。

3） 地压监测

一期工程已经在地表建设了 GNSS 监测系统，目前可以对地表岩体移动监测范围内相关监测点的沉降进行实时在线监测。另外，在地表岩体移动监测范围外的安全区域设置永久性基准点。GNSS 监测精度：水平精度：±3mm，高程精度：±5mm

矿山一期工程已经布置有微震监测系统，二期工程基建完成后在李楼-525m 中段和-550m 分段各布置 10 个拾震传感器，在吴集-525m 中段和-550m 分段各布置 10 个拾震传感器。随着开采工作面的逐步拉

开，逐渐形成完整的微震监测系统。拾震传感器实际位置需结合现场井下情况进行调整。

（2）井下人员定位系统

利用现有井上部分相关设备及人员识别卡，仅在深部新增中段及各类硐室、胶带斜井、斜坡道等处增加人员定位读卡分站。

根据矿山实际进出坑内的人员除在地表副井井口及斜坡道入口进行唯一性识别及登记外，在运输水平、出矿水平、凿岩水平、充填水平井下各配电硐室、井下粗破碎相关硐室、井下带式输送机道、转运站、斜井人行道及相关硐室及其联络道设置人员定位读卡分站，原则上做到全部覆盖，井下巷道及井下水泵房、中央变电所、井下值班室每隔 400m 左右设置 1 台人员定位分站。

在副井井口、井下各中段井口、巷道主要分岔口、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、井下值班室、人员流动较大的巷道、井下避灾硐室等工艺重点区域均设置人员定位分站。

根据劳动定员，正常生产期间三班合计共有经常下井人数约 1310 人，备用卡按入井人数的 10%计，矿山应配备识别卡 1441 张，要求所有入井人员必须随身携带识别卡。

（3）紧急避险系统

二期工程和三期工程采矿工程紧急避险系统建设的内容包括：为入井人员提供自救器、合理的避灾路线、科学的应急预案等。

1）安全出口及避灾路线

李楼段二期工程有 4 个直达地面的安全出口，为 1 号副井、辅助斜坡道、南进风井、北回风井。生产中段通过石门、车场或平巷与 1 号副井、辅助斜坡道、南进风井、北回风井连通。

吴集北段二期工程有 4 个直达地面的安全出口，为联合副井、辅助斜坡道、南风井、北风井。生产中段通过石门、车场或平巷与联合副井、辅助斜坡道、南风井、北风井连通。

井下发生火灾时，执行矿井火灾应急预案，人员向进风方向安全出口撤离。

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《矿山安全标志》GB14161-2008 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

压缩氧自救器性要求防护时间不低于 30min。经常下井人数约为 1310 人，按照下井总人数 1.1 倍配备并考虑备用，自救器数量按照不少于 1441 个配置。所有入并人员必须随身携带自救器。

（4）压风自救系统

在李楼南回风井井口附近建一座空压机房，设 6 台 LS20-150L 型螺杆式空压机，五用一备，单台设备排气量 19m³ /min，排气压力 0.8MPa。在吴集北段铁矿联合副井附近建一座空压机房满足压风自救系统要求，设 5 台 LS20-150L 型螺杆式空压机，四用一备，单台设备排气量 19m³ /min，排气压力 0.8MPa。

李楼压风管道选用φ159×5 无缝钢管沿李楼 1 号副井敷设至-625m 水平，连接生产压气主管道后可以到达井下采掘作业场所、爆破时撤离人员集中等主要地点。吴集北段压风管道选用φ108×4 无缝钢管沿联合副井敷设至-625m 水平，连接生产压气主管道后可以到达采掘作业场所、爆破时撤离人员集中等主要地点。

在主压气管道上安装油水分离器。中段平巷段为Φ133×4mm 无缝

钢管，压风管道上每隔 200m 安设一组支管及阀门。独头掘进巷道距掘进工作面 100 m 处压风管道上安设一组支管及阀门，向外每隔 200 m 安设一组支管及阀门。爆破时撤离人员集中地点的压风管道上安设一组支管及阀门。井下爆破器材库、变电所、水泵房等主要硐室处的压风管道上安设一组支管及阀门。

压风自救装置选用具有矿用产品安全标志的 ZYJ（A）型矿井压风供水自救装置。每组压风自救装置可同时提供 6 人使用。

（5）供水施救系统

1）供水施救水源

矿山生产用水不符合生活饮用水要求。建设辅助水池用于储备生活饮用水，容量为不小于 20m³。辅助水池采取封闭密封措施，防止异物污染，每年对辅助水池进行一次全面清洗、消毒，并对水质进行检验，确保符合生活饮用水。

2）供水施救系统管道

井下供水施救系统与生产供水系统共用，避险时在地面利用阀门转换装置，切断地面生产、消防给水水源，将其转换成生活用水，保证井下人员生活用水。供水管道沿李楼 1 号副井敷设有Φ219×7 无缝钢管，在-650 中段马头门处设置减压阀，通过-650m 平巷敷设至吴集北段区域，再沿李楼和吴集北段电梯井进入各水平分段凿岩平巷，支管采用Φ133×6 无缝钢管供水管道。

供水管道敷设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。各中段供水施救系统均布置在井底车场、井下人员较集中的地点，设置 DN20 等径供水阀门，保证在灾变期间能够实现提供应急供水。

各出矿中段的供水管路上，间隔 200m 安设一组供水阀门。独头掘

进巷道距掘进工作面 100m 处供水管道上安设一组供水阀门，向外间隔 200m 安设一组供水阀门。三通和阀门处设置 ZYJ（A）型矿井压风供水自救装置。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。

（6）通信联络系统

1）有线通信联络系统

井下电话系统利用原电话调度中心以及调度中心内相关设备，仅增加通信终端以及相关接入设备，所有新增电话终端均由原电话调度主机集中管理，实现矿山井下工程电话通信、调度功能。

在井下各中段采区、马头门、装卸矿点、采区变电所、无轨设备检修硐室、有轨设备检修硐室、中央变电所、水泵房、避灾硐室、风机硐室、主要机电硐室、炸药库、粗破碎硐室、值班硐室等地均设置矿用调度电话。炸药库和井下柴油加油硐室采用防爆型矿用电话。井下通讯终端设备均具有防水、防腐、防尘功能。

李楼井下专用通信电缆敷设由 1 号副井和南风井分别敷设至井下，其中一条通讯电缆发生故障，另一条通讯电缆可承担井下各通讯终端的通讯能力。吴集专用通信电缆敷设由联合副井和南回风井分别敷设至井下，其中一条通讯电缆发生故障，另一条通讯电缆可承担井下各通讯终端的通讯能力。

2） 应急广播系统

井下设置应急广播系统，采用基于 IP 网络的矿用广播对讲系统，系统由井上部分和井下部分两部分组成。井上设备设在地表监控中心内，由广播对讲控制主机、话筒、音响以及配套专用软件组成，用于广播、对讲音频输入以及音频文件的播放，并负责对广播终端进行集中管理。

2.4.12 压风及供水系统

（1）压风系统

1）李楼段

地表：设计在李楼南回风井井口附近新建一座空压机房满足压风自救系统要求，设 5 台 LS20-150L 型螺杆式空压机，4 用 1 备，单台设备排气量 20m³/min，排气压力 0.8MPa，配用 Φ108×4 无缝钢管沿 1 号副井连接至井下生产压气管网。李楼段地表空压机房尺寸长×宽×高=35m×6.6m×5.4m，采用框架结构。

在吴集北段联合副井井口附近设置一座空压机房满足压风自救系统要求，设 4 台 LS20-150L 型螺杆式空压机，3 用 1 备，单台设备排气量 20m³/min，排气压力 0.8MPa，配用 Φ108×4 无缝钢管沿联合副井连接至井下生产压气管网。吴集北段地表空压机房尺寸长×宽×高=30m×6.6m×5.4m，采用框架结构。

二期工程井下：设计在李楼段的-525m 水平中部、南沿和北沿各设置一个机站，每座机站内设置 4 台 LS20-150L AC 空压机，共设 12 台空压机。自各压气站接入管道通过采区风井至深部各分段，供李楼段井下生产用气。在吴集北段的-525m 联合副井石门巷、-525m 充填水平南沿和北沿各设置一个机站，石门巷机站内设置 4 台 LS20-150L AC 空压机，南、北沿机站分别设 2 台空压机，共设 8 台空压机。自各压气站接入管道通过采区风井至深部各分段，供吴集北段井下生产用气。

三期工程井下：空压机按照二期工程在各个水平的布置位置设置空压机。

空压机型号及参数见下表 2.4-16。

表 2.4-16 空压机技术参数表

型号	排气量(m^3/min）	排气压力(MPa）	电机功率(kW）	电压(V）	整机质量(kg）	外形尺寸(长×宽×高/mm×mm×mm）
LS20-150L AC	20	0.8	110	380	2540	2540*1524*1730

（2）供水系统

井下生产、消防、供水施救共用 1 套供水管路。

矿山地表设有 6700m^3 高位水池，生产水源主要为井下涌水、充填滤水和生产废水（回水利用），沿李楼 1 号副井敷设有Φ219×7 无缝钢管作为主供水管路，接入各用水中段，分支管路规格φ133×6mm， 井下各水平车场、井下无轨设备维修硐室等均安装φ133×6mm 型无缝钢管，供水管道及供水接头之间采用三通连接，连接处设有减压阀、闸阀，以满足井下用水要求。

设计在井下各中段马头门，无轨维修硐室，储油硐室等地点安装 SN65 消火栓，φ65 衬胶水龙带，用 19mm 的水枪喷嘴口径，水带长度 25m。斜坡道延深段内每套消火栓配备 2 条水带，其它位置每套消火栓配备 1 条水带。每个消火栓均配备消防水枪和消防水带，斜坡道内消火栓设置间距为 80m。

为便于压力调节与控制出水口压力，便于后期维修方便，设计在李楼 1 号副井-650m、-625m、-525m 中段马头门位置供水主管上安装带有压力表盘的 DN150 减压阀，出口压力 0.25MPa~0.5MPa。

供水施救系统各主要生产中段和分段进风巷道的供水管路上，每隔 200m 安设一组供水阀门。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，向外每隔 200m 安设一组供水阀门。三通和阀门处设置 ZYJ（A）型矿井压风供水自救装置。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。

2.4.13 智能矿山建设

设计以智慧矿山“工艺与设备智能化、生产管控一体化、资源技术管理信息化、决策分析精准化”为主要内容，架构起以智能感知基础层、管理业务应用层、决策支持层三个层级，智慧矿山将成为矿山决策管理运营至关重要的管理手段。

（1）智能装备建设

智能装备建设主要是中深孔台车、铲运机等采矿作业设备采用智能化设备，搭配自动化控制系统实现井下采矿作业的远程控制，并且结合生产作业计划，可以实现设备的自动运行。通过部署智能装备，可以有效减少井下工作人员数量，保证人员安全，并且通过自动化系统，可以使设备发挥最大的工作能力，有效保证矿山产量需求。

1）中深孔凿岩自动化系统

该系统主要由固定式远程操作站、管理连接的服务器机组、机载自动化组件、远程设备数据检测系统、自动灭火系统，无线通信系统等部分组成。

2）铲运机出矿自动化系统

该系统主要由远程操作站、管理连接的服务器机柜、机载自动化组件、安全隔离-门禁控制系统、无线通讯系统等部分组成。

（2）智能管控系统建设

智能管控系统包括井下智能通风管控系统、斜井带式输送机智能监测、控制系统。

1）井下智能通风管控系统

在井下通风自动控制系统以及人员定位系统的基础上，运用互联

网、人工智能、大数据、信息通信等技术，建设矿山井下 VOD 按需通风系统，搭建智能通风系统一体化管控平台。

2）斜井带式输送机智能监测、控制系统

通过设置胶带运输控制系统，实现带式输送机状态信号、控制信号、过程信号以及保护装置检测信号的集中监控和管理，配合带式输送机巡检机器人及视频监控对带式输送机带料情况、托辊运行状况、胶带斜井动态环境等进行实时监测，形成以集控操作人员为主，少量定期巡检人员为辅的工作模式，现场无人值守。

胶带运输控制系统主要包括以下五部分内容：带式输送机安全检测及保护装置、带式输送机 PLC 控制系统、输送带预测性维护系统、安防监控与通信系统、自动巡检机器人。

带式输送机安全检测及保护装置：

设计在带式输送机上设置工艺设备检测装置，总线型综保装置，纵向撕裂在线监测系统，输送带接头及骨架无损检测系统，输送带覆盖胶磨损监测系统，分布式光纤智能监测系统等，实现对带式输送机运行状态的全面监控。

带式输送机 PLC 控制系统：

带式输送机 PLC 控制系统采用西门子 S7-400H 型冗余 CPU，系统控制主站设置在地表，控制分站分布于各带式输送机配电硐室内，通信网络采用冗余配置，保证系统运行可靠、稳定。

带式输送机变频器信号通过硬线和以太网通信两种形式传输至 PLC 控制系统：集中、备妥、运行、故障、电流、转速和启动、停止等常规输入输出信号使用硬线传输，其他数据如变频器内部工作状态、电机热模型、电机转矩等信息通过以太网通信形式传输。

带式输送机安全检测及保护装置信号通过以太网通信传输至 PLC

控制系统内，关键报警信号如输送带撕裂、托辊状态异常、输送带接头松动等额外采用硬接线接入，保证系统联锁动作稳定可靠。

通过 PLC 控制系统实现的控制功能如下：

①带式输送机顺序启停及联锁控制

镜矿设备启动按备用溜破皮带系统-2 号转运皮带-1 号斜井皮带-1 号转运皮带的顺序依次启动，启动前进行开车鸣铃，镜矿设备停止按 1 号转运皮带-1 号斜井皮带-2 号转运皮带-备用溜破皮带系统的顺序依次停止，延时时间间隔应足以能处理该设备上的剩余物料，并根据物料走向对带式输送机进行联锁控制（例如，镜矿在运行过程中 1 号斜井带式输送机故障，则联锁停止 1 号转运带式输送机，2 号转运带式输送机及备用溜破皮带系统不受影响）。

②带式输送机安全监控

对带式输送机运行、故障等工作状态以及跑偏、打滑、拉绳、撕裂、托辊温度、电机温度、电机振动等过程状态进行检测，并结合各安全监测系统以及巡检机器人的反馈信号，在出现异常时进行报警或根据要求进行联锁停机，带式输送机运行过程所有状态参数均在监控画面上集中显示，实现带式输送机工作状态监测和安全保护。

③带式输送机预测性维护系统

斜井带式输送机是整个提升过程中设备管理风险最大且最关键的环节，不仅需要对带式输送机运行状态进行实时监控，并且应通过对历史数据进行分析从而对可能发生的异常状况进行预警，实现“主动式”的设备防护。

④安防监控与通信系统

安防监控与通信系统主要用于对斜井带式输送机以及相关变配电硐室的环境进行监测，其主要功能包括：高清视频监控、动态环境监

控、门禁安全系统的管理等。并在带式输送机头尾部和胶带斜井联络道口重点位置设置电子围栏，实现对重点区域人员出入的监管，确保人员安全。

井下通信采用有线及无线通信系统相结合的方式，方便现场人员与集中控制室通信联系。

⑤自动巡检机器人

设计采用轨道式矿用巡检机器人系统，对斜井带式输送机电机、托辊、带式输送机运行情况以及斜井内环境进行巡检，支持定时巡检、定点巡检以及遥控巡检等多种巡检方式，系统由巡检机器人本体、监控系统、轨道装置、供电系统以及无线通信系统组成，并配套托辊小车（每次装载额定为1根），用于托辊的运输。

（3）大数据分析系统建设

大数据分析系统的数据不仅包含工艺生产过程中的数据，并且还包括投资、供应链、财务、设备、市场等数据。

基于大数据系统，通过数据模型分析，对物联网平台收集的数据进行分析，对关联数据进行整合，可以实现工艺生产过程报警、原因分析、报警预测、指标分析等，并且结合工艺和设备专家进行建模和机器学习，寻找最优的工艺生产参数配比，可以达到逐步优化产能、降低能耗和成本的目的。

大数据分析系统也是业务分析和决策分析系统的基础。通过采集和关联内外部数据，包括生产运营、成本、外部行业数据、行情数据、汇率、原料、矿山资源，由大数据分析系统进行数据深度挖掘和分析，包括横向/纵向、内部/外部的比较，发现其中的趋势、风险和机会，进而为管理优化和战略决策提供依据。

（4）生产管理及决策分析系统建设

生产管理及决策分析系统包括生产管理执行信息系统、资源技术管理系统、物资供应链全生命周期管理系统、矿山轻迈信息管理系统、三维矿山可视化管理平台、矿山 ERP 系统。

1）生产管理执行信息系统

矿山生产管理执行信息系统是以生产过程优化运行、优化控制与优化管理为核心技术的信息集成管理系统。在企业生产过程中，作为沟通企业管理平台和现场控制设备的垂直集成的桥梁，同时又将生产工艺路线进行横向贯通。通过建立生产管理、质量管理、物料管理、资源管理等子系统形成面向不同生产岗位的生产一体化信息系统。实现产品与质量的一体化设计、生产全过程的计划与物流调度、生产控制与管理的作用。

2） 资源技术管理系统

资源技术管理系统将实现从勘测、设计、计划、生产施工到闭坑各阶段矿山资源、技术资料的全生命周期管理。

3）物资供应链全生命周期管理系统

应用移动作业、物联网、互联网等新技术搭建统一的平台，实现物资供应节点监控、关键指标预警和质量追溯的物资供应链管理，同时通过应用移动作业技术提高仓储作业效率、通过物资供应数据的集成，实时、准确、形象的反映物资动态情况，辅助运营决策与分析。

4）三维矿山可视化管理平台

三维 GIS 可视化展示系统是基于 2DGIS 及 B/S 架构相关技术，基于真实地理坐标的 3DGIS，以仿真纹理和材质，构建矿井井上、下三维场景，主要包括巷道、工作面、井下固定部位（变电所、水泵房、回采工作面、掘进工作面）等对象的三维可视化展示，并支持视图视点操作、飞行浏览、按照指定路线飞行巡检、空间测量等功能，可直

接在浏览器对矿井上下三维空间数据和检测系统实时数据进行展示与浏览，实现“监测、控制、管理”的一体化，最终实现基于三维 GIS 平台的网络化、分布式综合管理系统，为矿山安全生产管理提供保障。

5） 矿山 ERP 系统

ERP 系统采用 SAP S/4HANA（下一代 ERP），该系统是一款集成式智能 ERP 系统，基于内存数据库 SAP HANA [内存计算平台] 运行。计划实施功能范围包括财务管理、物资管理、销售管理、工程项目管理、设备管理、生产计划和人力资源等模块。

6）安全环保标准化管理系统

安全环保标准化管理系统主要功能模块包括个人工作台、制度文件制定、审核与发布，知识库管理、安全生产方针与目标、法律法规管理、组织保障、风险管理、安全检查、隐患排查治理、环保监控、安全教育培训、危险作业管理、安全标志管理、劳保用品管理、安全投入管理、安全科技、工伤保险、应急预案管理、应急演练、应急响应、事故报告、事故调查、设备设施安全管理、生产工艺系统、职业卫生管理、绩效管理、标准化体系自评、问卷管理、报表统计、网站内容管理、消息推送等。

7）矿山大数据分析决策系统

此系统为五矿矿业统建，与安徽开发矿业业务数据进行对接，并对安徽开发矿业输出相应数据服务。

2.4.14 安全管理

（1）安全管理机构

安徽开发矿业有限公司安全生产委员会是安全生产工作的议事协调机构，由公司决策层及有关单位、部门主要负责人等人员组成。公

司设有专职安全管理机构-安全环保科，专职负责安全管理工作和安委会日常工作，配备专职安全管理人员。安徽开发矿业有限公司与外包单位签订了安全生产管理协议。

（2）五职矿长和安全总监

2023年1月20日，安徽开发矿业有限公司发布了《关于石磊等同志职务聘任解聘的通知》（安徽开发矿业〔2023〕9号），任命了石磊（采矿工程专业）为总经理，于振建（采矿工程专业）为技术副总经理；2024年9月9日，五矿矿业控股有限公司发布了《关于龚豪等同志试用期满转正的通知》（五矿矿业〔2024〕91 号），任命龚豪（矿业工程专业）为安全总监；2025年2月20日，安徽开发矿业有限公司发布了《关于张建威同志职务聘任的通知》（安徽开发矿业〔2025〕13号），任命张建威（采矿工程专业）为生产副总经理；2025年11月21日，五矿矿业控股有限公司发布了《关于郭振光同志挂职的通知》（五矿矿业〔2025〕137 号），郭振光（材料成型及控制工程）挂职安徽开发矿业有限公司机电副总经理。

（3）安全生产规章制度

安徽开发矿业有限公司根据生产的实际情况，制定了企业的各级安全生产责任制和安全管理制度及操作规程，并进行分类汇编。

（4）安全资金投入及保险缴纳情况

企业正常生产时按规定逐月提取安全生产费用，并根据《企业安全生产费用提取和使用管理办法》（财资〔2022〕136号）的要求，依据当月开采的原矿产量，于月末提取企业安全生产费用。提取标准每吨16.5元，按照规定专款专用。

（5）安全教育培训

安徽开发矿业有限公司根据《生产经营单位安全培训规定》和《特

种作业人员安全技术培训考核管理规定》等要求，对企业职工进行了不同的安全教育培训。

一是针对新入场员工进行矿情、安全生产法制、规章及职业危害告知等三级安全教育培训，保证其具备本岗位安全操作，对在岗员工每年进行再培训；

二是企业主要负责人和安全生产管理人员接受专门的安全培训，并取得安全资格证书；

三是按照对特种作业人员培训大纲要求，所有在岗特种作业人员接受培训，并取得特种作业操作证。

（6）劳动定员

矿山劳动定员共计 2817 人，其中基层生产人员 2662 人，管理和服务人员 155 人。

（7）投资估算

项目估算内容包括井巷工程、基建探矿工程、采矿及矿机设备及安装工程、地表辅助采矿工程等工程费用及相应的工程其他费用，工程预备费。

项目新增估算总投资 107372.66 万元。其中：建设投资 103718.00 万元，建设期利息 3442.09 万元，流动资金 212.57 万元。

项目新增建设投资 103718.00 万元，其中：工程费用 85451.92 万元（其中建筑及开拓工程 57246.43 万元，设备费用 19531.05 万元，安装工程 8674.44 万元），其他费用 8837.17 万元，工程预备费 9428.91 万元。

（8）项目建设工程量与项目建设进度计划

（1） 基建工程量

二期工程基建工程主要有 1 号胶带斜井、1 号副井延深、联合副井

延深、辅助斜坡道延深、溜破系统、各类平巷、硐室等。井巷开拓基建工程量为 30073 m/489471m³，基建采切工程量为 20620m³，基建工程量合计为 30073 m/510091m³。

三期工程基建工程主要有 4 号胶带斜井、1 号副井延深、南进风井延深、辅助斜坡道延深、溜破系统、各类平巷、硐室等。总的基建工程量为 24301m/390474.93m³。

（2）基建进度计划

1）优先贯通安全出口和尽快形成主要供电、通风、排水系统所需关键性及控制性工程。

2）考虑到矿山正常生产与二期工程施工相互影响，设计选取的主要井巷掘进指标如下：

竖井：50m/月；

斜坡道：50 m/月；

胶带斜井：正掘 50 m/月；

平巷掘进：90m/月；

硐室：400～600 m³/月；

天、溜井掘进：50m/月。

3）基建时间

按照上述掘进指标编制基建进度计划，二期采矿工程基建期为 3.0 年。三期采矿工程基建期为 3.0a。

3.定性定量评价

本章根据有关国家标准规范，利用预先危险性分析法（PHA）、安全检查表法（SCL）、数值计算法等评价方法，按划分的评价单元辨识项目建设中的危险、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。

3.1 总平面布置单元

3.1.1 选址危险有害因素辨识与分析

（1）自然灾害危险性分析

矿床内主要发育4组断裂构造，编号为F1至F4，受断层影响，局部地段形成破碎带和裂隙密集带，岩石完整性和稳定性较差。F2断层触发的破碎带和矿体上下盘的云母片岩、辉绿岩、绿泥石片岩等软弱岩层是影响矿山生产的直接原因。矿体顶、底板围岩质量等级为Ⅲ级；矿体岩体质量等级为Ⅲ级；矿体顶、底板与矿体接触带位置岩石岩体质量等级为Ⅳ级。磁铁矿和片麻岩围岩等级为Ⅲ级，镜铁矿与大理岩围岩等级为Ⅲ级。

目前，-400m中段北沿井巷工程接近F4断层，常揭露小型破碎带，2020年8月间于-425m水平进行25#穿脉掘进时揭露两处围岩破碎严重区域，该区域距F4断层平均约140m，岩石完整性和稳固性极差，支护难度较大，破碎部位呈带状，与F4断层产状一致，内部充填物已蚀变呈黄褐色泥状，推断为受F4断层影响的破碎带，依据现有-350m水平和-400m水平钻孔揭露情况判断23线以北岩矿破碎极为严重。

F4 位于矿体北部边界，走向北西，倾向北东，断层带内见有多层辉绿岩、角砾岩等，早期表现为压扭性，晚期转变为张扭性的正断层，据区域水文地质资料发现其为充水断层，以往调查时发现该断层出水，出水点岩性为花岗岩，肉红色，中风化，为侵入状态，断层面宽度最大处达 0.15m，巷道支护形式为拱架、喷浆、锚杆混合支护形式，现场采用简易堰板进行水流流量测量，实测水头高度 4.5cm，流量 52.8m³/日，巷道内呈现积水状态，积水高度达 0.3m。2022 年矿山补充水文调查对巷道进行实地核查，涌水量已有较大的减少，水已疏干，根据施工的探放水孔，其随着深度的增加赋水延续性一般。

以往资料确定断层 F4 为充水断层，现阶段断层水量已大幅度减小，且矿山已留设防水岩段，采不会直接揭露该断层。

本矿床现阶段矿山开采过程中可能诱发的水文地质问题主要为地下水通过裂隙破碎带进入矿坑，采掘中不可避免会出现突水事件，给矿坑造成灾害，巷道突水具有很大的不确定性，另外矿区东北部的 F4 充水断层，可能会导致突水。由于矿坑涌水量主要来源于上覆第四系孔隙含水层、青白口系风化裂隙含水层垂向补给，因此，随巷道开拓深度增加，矿坑涌水量将增加不大。

断层 F2、F3 为隔水断层，F4 为充水断层，2019 年调查时 F4 发现该断层出水，出水点岩性为花岗岩，肉红色，中风化，为侵入状态，断层面宽度最大处达 0.15m，2022 年补充水文地质调查时，水已疏干。为了安全起见，设计在 F4 断层两侧留设隔水矿柱。参照《金属非金属地下矿山防治水安全技术规范》（AQ2061-2018）》隔水矿柱厚度留设厚度取 20m。

矿山在建设过程中曾经发生过采场顶板冒顶片帮现象，尤其 F2、F3 断层所在的李楼铁矿 7~8 线及北部 F4 断层节理裂隙发育明显，围

岩完整性较差，矿山地压显现受围岩结构和破碎程度影响。

矿体北部受断层 F2 和 F4 影响，局部掘进阶段见片帮、冒顶现象。

区域内自然灾害主要有地震、雷击、高低温等。

1）地震

矿区所处区域地震烈度为 6 度，地震可引起巷道变形、坍塌和堵塞、地表沉陷、山体滑坡、设备设施的损坏和人员的伤亡，影响矿山正常生产。地下开采爆破引发的地震效应也会对地表产生影响。

2）雷击

矿区夏季多雨季节雷电较多，有引发雷击的可能。

3）高温和低温

矿区极端最高气温为 41.2°C（1959 年 8 月 23 日）、极端最低气温为-16.6℃（1969 年 1 月 31 日），若没有采取必要的防暑降温措施，可能发生人员中暑；若没有采取必要的防寒、保暖措施，可能发生人员冻伤。

矿区多年平均降水量 1003.0mm，一周最大降水量 371.3mm（1968 年 7 月 13 日-18 日）、一日最大降水量 211.6mm（1968 年 6 月 13 日）、一小时最大降水量 73.2mm（1982 年 8 月 6 日 2 时 50 分到 3 时 50 分）、十分钟最大降水量 26.6mm（1964 年 8 月 16 日 19 时 35 分到 19 时 45 分）。该区域降雨量较大时，如果地面排水设施排水不畅，会使大量雨水由竖井进入井下，易形成涌水危害，对井下工人安全造成威胁。大雨、暴雨可能引发洪水冲毁道路，给行进中的车辆和人员造成危险。

（2）该项目与周边环境的相互影响

1）地表沉降区

2023 年 12 月 14 日，李楼矿区北侧发现沉降，形成了 1 个较为明显的沉降区。沉降区面积约 15253m^2，南北长 134m，东西长 143m，

总体呈圆形，半径约为 70m，地面沉降最大值为 2.2m。上部的垮落带分布在地表以下 155～218.5m 范围，断裂带分布在地表以下 110m～155m，变形带分布在 110m 至地表。

安徽开发矿业有限公司于 2024 年 1 月 3 日～1 月 15 日委托 313 地质队物探所针对沉降区，开展了专项物探勘查，共完成了 3 条微动法测线，测线方向为东西向，测线间距为 30 米，点距为 20 米，对异常范围进行了圈定。物探推测形成该矿山地面沉降的主要原因为：一是第四系底部的砾石层中的细颗粒随着采矿疏水逐渐流失形成强度薄弱带；二是霍邱群风化带在该处加厚且风化程度可能较强；三是矿体顶板至风化带界面之间的地层可能存在薄弱带；四是由于矿体上方土体的工程性能考虑欠佳，加上长期的采矿扰动、第四系底部砂层细颗粒的流失等，造成的垮塌所引起。

2024~2025 年对空区经注浆治理，地表监测沉降数据已趋于稳定。为探测注浆治理效果及沉降区周边是否有其他异常位置，2025 年 12 月，委托安徽省地质矿产勘查局 313 地质队编写了《安徽开发矿业有限公司李楼铁矿地面沉降区物探勘查成果报告》，报告结论为：物探工作共实测微动与可控源音频大地电磁法综合剖面 4 条，在沉降区边部发现了综合物探异常，表现为相对低速及相对高阻异常，钻孔验证表明为破碎带引起。钻探揭露结果表明注浆固结后为相对高阻及相对低速的异常特征。根据物探异常特征，结合以往各项工作资料及本次施工钻孔资料认为通过对地下空区注浆显著提升了地层的视横波速度，表明注浆使地下结构更加稳固，使地表沉降监测数值趋于稳定；在已注浆范围内发现了相对低速异常，可能是注浆的浆液流动不均匀不充分，局部位置可能接顶差等因素造成的。

2）地表水对矿区地表的影响

矿体走向大致为南北走向，靠北部其走向稍转向西北，矿体整体倾向向西。以“上北下南，左西右东”来看，矿体左边为上盘，右边为下盘；矿区周围建筑物从北到南依次分布有陡沟子、办公区、下油坊、猫台、下围、五里队、小围、学田村、二道堰小圩、何庄、二道堰等村落。陡沟子位于矿区北部端部位置；下油坊、小围、小围、二道堰小圩、二道堰等村落位于矿区下盘位置；办公区、猫台、下围、五里队、学田村、何庄等村落位于矿区上盘位置。地下开采可能诱发地表塌陷事故，对于移动范围内的建筑物、人员生命财产安全造成威胁。

矿区地表水系较发育，区内池塘密布，坳谷、冲沟发育，雨后有水迳流。最大的水系为矿床东北部的淮河，距离约 19km，1968 年 7 月，最高洪水位达到 28.97m，矿床所在地全部被淹没，随着水利工程及排灌设施的完善，近年矿区未被淹没过。

矿区出现暴雨时，可能会出现河水漫堤，对地表工业场地进行冲刷，并可能通过井口和地表裂缝流入井下，产生井下透水。

各井口标高、地表工业场地标高高于历史最高洪水位 1m 以上，符合相关要求。工业场地标高于历史最高洪水位，能降低洪水对其产生的危害。

3）地表设施的防护

矿区处于淮河流域中上游冲积平原地带，地势南高北低，区内地面标高一般为 30.50-51.90m。矿山周围无重要建筑物、环境保护区、文物景点等敏感区域，矿区内亦无国家铁路干线、光缆等通过。

地下开采监测线范围内有居民、道路、水塘及田地等，因此不允许地表塌陷，矿山采用嗣后充填法处理采空区，并留设护顶矿柱，地

面一般不会产生塌陷，但如果护顶矿柱留设不合理、充填质量达不到要求、充填不及时等，可能会使地面产生沉降。

安徽开发矿业有限公司对矿区地表进行全面监测，地表变形监测点的布置根据安徽开发矿业有限公司李楼、吴集采场的错动边界和安徽矿业安全避险“六大”系统分期建设图纸要求，布置监测点共计 21 个。

李楼铁矿历时 10 年的 GPS 地表监测数据清晰地表明：在-400m、-300m 中段开采期间，矿区地表位移量级小、变化平稳、无持续增长趋势。各测点累计位移始终处于《冶金矿山测量规范》限差范围内，位移时程曲线呈现围绕零值波动的特征，符合测量误差随机分布规律。少数测点出现的位移突跳均经现场核实为地表环境因素所致，与井下开采活动无直接关联。GPS 监测结论与 8.3 节 GNSS 实时监测结论相互印证，共同表明在现行开采条件下李楼铁矿地表稳定性良好。

吴集铁矿（北段）历时 10 年的 GPS 地表监测数据表明：在-400m、-300m 中段开采期间，矿区地表位移量级小、变化平稳、无持续增长趋势。各测点累计位移始终处于《冶金矿山测量规范》限差范围内，位移时程曲线呈现围绕零值波动的特征。少数测点出现的异常数据均经现场核实为基准变更、田埂破坏等外部因素所致，与井下开采活动无直接关联。GPS 监测结论与 8.3 节 GNSS 实时监测结论相互印证，共同表明在现行开采条件下吴集铁矿（北段）地表稳定性良好。

李楼铁矿与吴集铁矿（北段）2013 年至 2023 年共 10 年的 GPS 地表监测数据进行了系统整理与分析。两矿区在-400m、-300m 中段开采期间，地表位移呈现一致规律：各测点累计位移量均处于《冶金矿山测量规范》限差范围内（水平±40mm，垂直±20mm），位移时程曲线围绕零值小幅波动，无单方向持续增长趋势。李楼矿区后期主要测

点最大水平位移为+39mm（L006，2021Q4），最大垂直位移为-19mm（L005，2018Q4）；吴集矿区后期主要测点最大水平位移为+29mm（NP2，2022Q2），最大垂直位移为-32mm（NP19，2016Q3）。少数测点出现的位移突跳均经现场核实为田埂破坏、田地翻动或基点变更等外部因素所致，与井下开采活动无直接关联。在现行开采条件下两矿区地表稳定性良好。

《李楼-吴集北段铁矿开采对地表建（构）筑物安全影响论证研究》对深部开采对地表稳定性影响进行了数值模拟分析，

①地表竖向位移分析

地下开采引发上覆岩层下沉，当覆岩下沉发展至地表，则地表产生沉降。地表下沉与井下开采范围、规模及覆岩厚度密切相关。将由 FLAC3D 软件计算产生的地表竖向位移变形数据提取，导入插值绘图软件 Surfer 绘制竖向位移等值线图（单位：mm），同时将李楼-吴集北段铁矿地表总平面布置图一起导入，以便观察地表沉降区域与周边主要建筑物、构筑物的位置关系，如图 8-49、8-50 所示。通过图形可知地表沉降变形值整体较小，最大沉降区域主要出现在 14 线~16 线之间的区域，最大沉降值为 110.97mm。

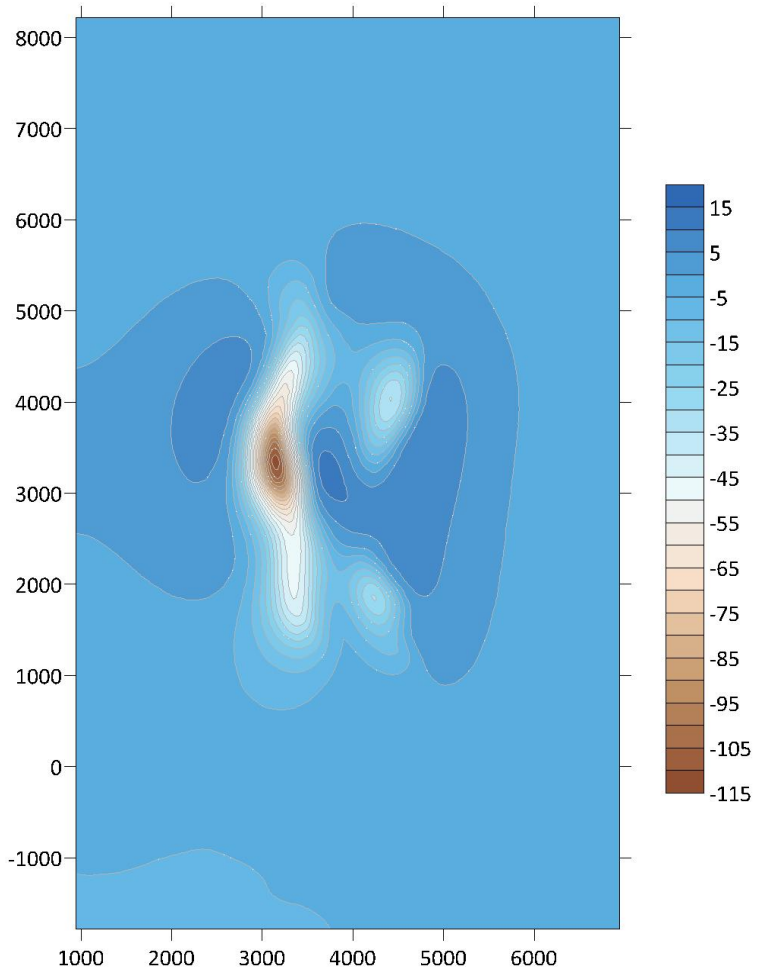


图3.1-1　矿体回采结束后地表沉降位移云图（单位：mm）

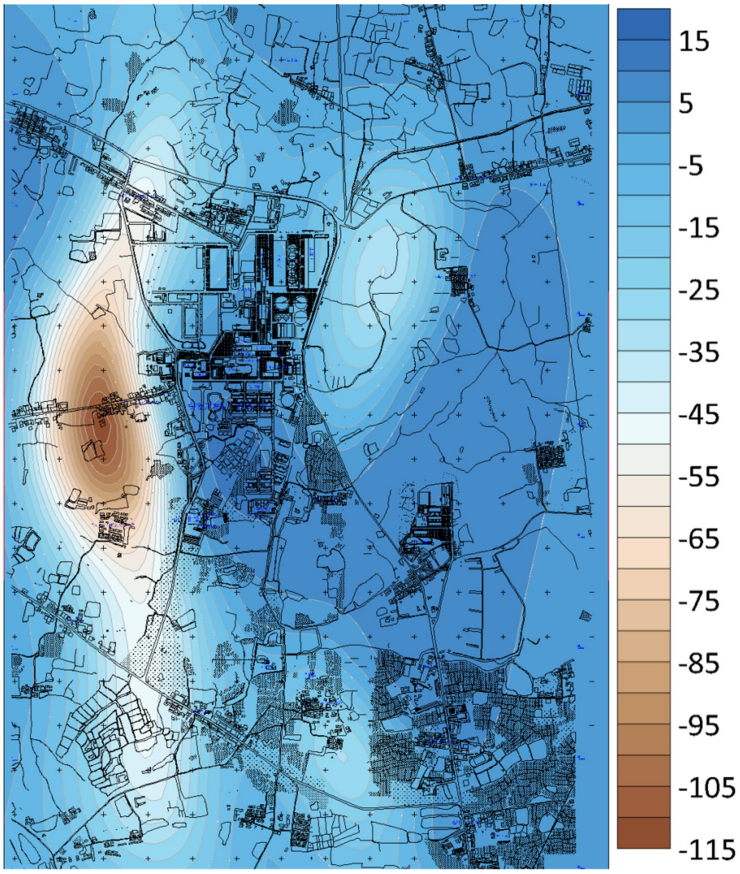


图3.1-2　地表总平面布置和竖向位移等值线复合图（单位：mm）

②地表倾斜及曲率分析

对地表沉降值一阶求导计算后得到地表倾斜变形，如图 8-51~8-54 所示。根据李楼-吴集北段铁矿深部矿体回采结束后的地表总平面布置与倾斜变形等值线复合图分析可知，矿体开采对地表倾斜变形的影响较小，最大倾斜变形值为 0.4243mm/m 和-0.3128mm/m，位于矿区主要工业场地西侧附近。该值远低于《有色金属采矿设计规范》（GB50771-2012）中保护等级Ⅰ级允许值（倾斜 i=±3 mm/m），更未触及Ⅱ级（±6 mm/m）和Ⅲ级（±10 mm/m）的限值，表明整体倾斜变形满足规范要求。

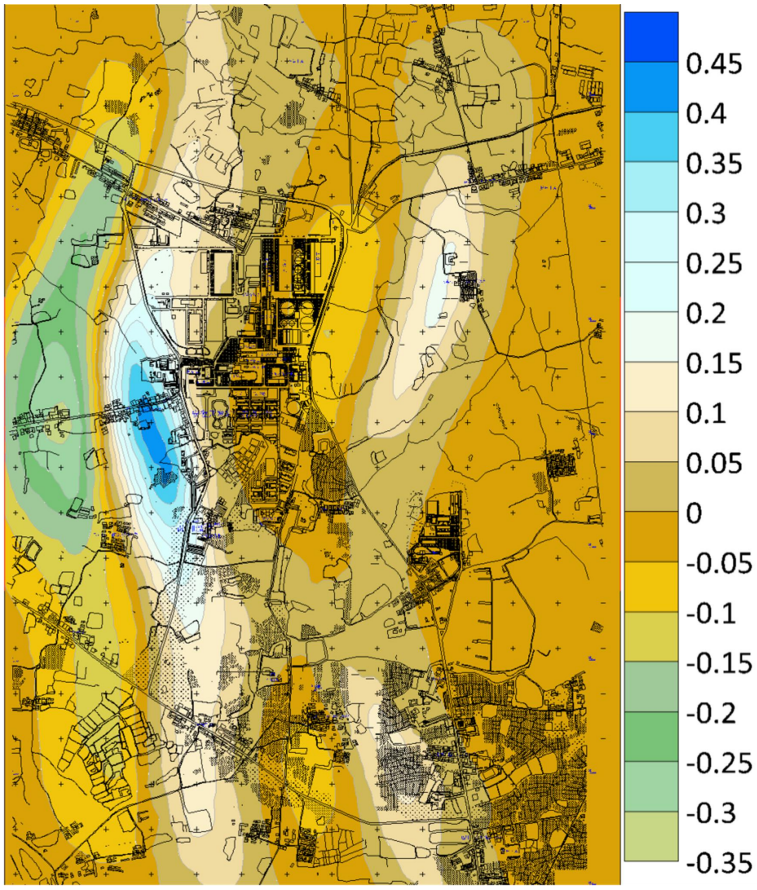


图 3.1-3 地表总平面布置和地表倾斜变形等值线复合图（单位：mm/m）

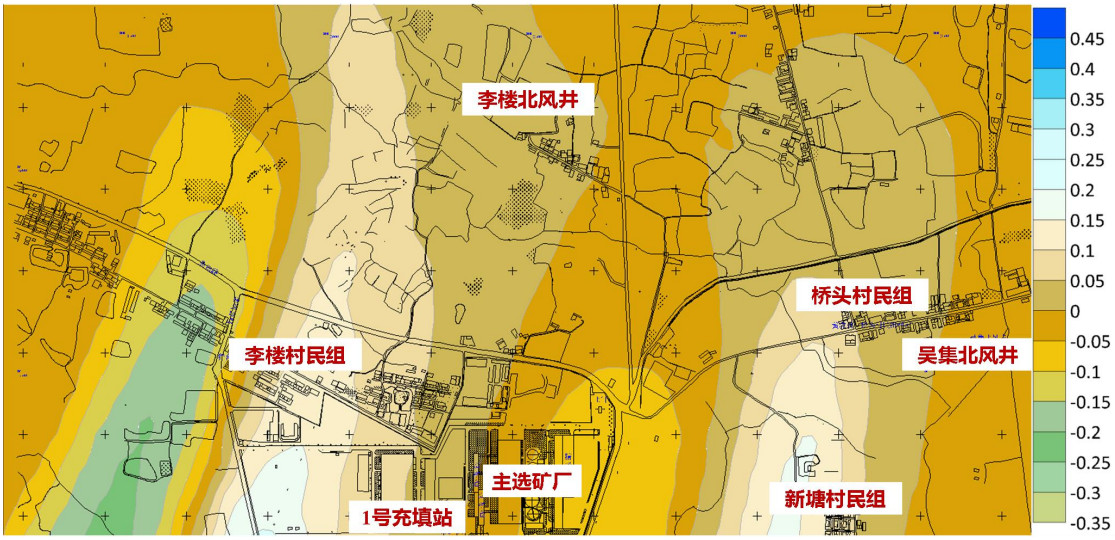


图 3.1-4 李楼北风井等倾斜变形等值线图（单位：mm/m）

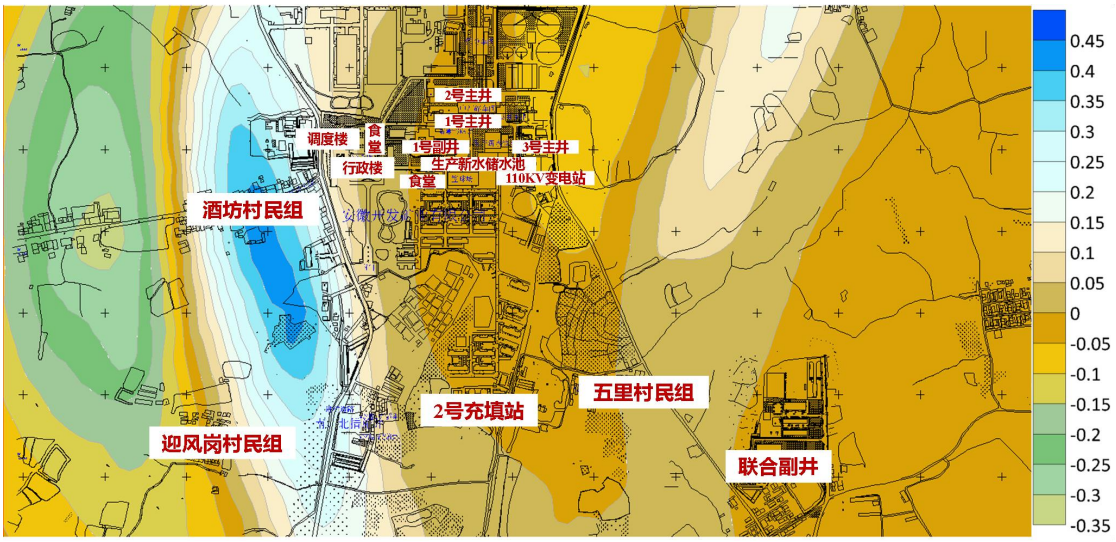


图 3.1-5　2 号充填站等构筑物倾斜变形等值线图（单位：mm/m）

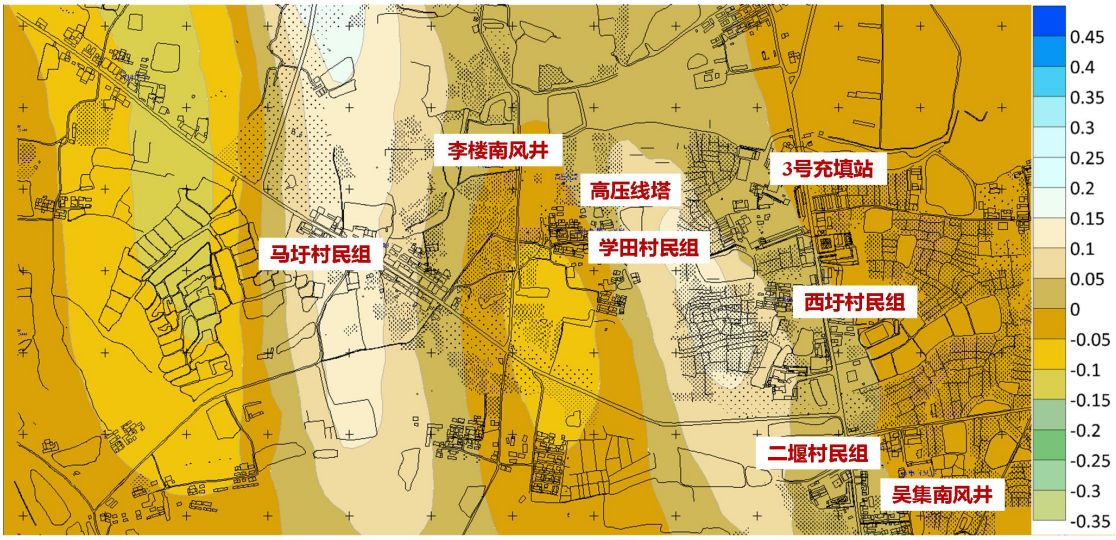


图 3.1-6 李楼南风井和高压线塔等建构筑物倾斜变形等值线图（单位：mm/m）

根据统计，地表主要建构筑物的最大倾斜变形值及其与规范允许值的对比情况如下表 3.1-1 所示。

表 3.1-1 地表主要建构筑物倾斜变形值

建筑物类型	保护等级	规范允许值（mm/m）	实际测量值（mm/m）	是否超过规范允许值
调度楼	II	±6	0.07375	否
行政楼	II	±6	0.04485	否
1 号食堂	II	±6	0.03205	否
2 号食堂	II	±6	-0.00974	否
职工宿舍区	II	±6	-0.02381	否
1 号副井	I	±3	-0.00516	否
1 号主井	I	±3	-0.00340	否

2 号主井	I	±3	-0.00672	否
3 号主井	I	±3	-0.05940	否
李楼北风井	I	±3	0.00682	否
李楼南风井	I	±3	0.00599	否
主选矿厂	I	±3	-0.03843	否
生产新水储水池	II	±6	-0.03257	否
110kV 变电站	II	±6	-0.06181	否
1 号充填站	I	±3	-0.00208	否
2 号充填站	I	±3	-0.00472	否
高压线塔	II	±6	-0.00599	否
吴集北风井	I	±3	-0.00411	否
联合副井	I	±3	-0.00368	否
3 号充填站	I	±3	0.00185	否
吴集南风井	I	±3	-0.00207	否
二堰村民组	III	±10	0.00120	否
西圩村民组	III	±10	0.00798	否
学田村民组	III	±10	-0.01462	否
马圩村民组	III	±10	0.10502	否
五里村民组	III	±10	-0.00492	否
迎风岗村民组	III	±10	-0.04023	否
酒坊村民组	III	±10	0.41422	否
新塘村民组	III	±10	0.09351	否
李楼村民组	III	±10	0.01005	否
桥头村民组	III	±10	0.03056	否

统计结果数据显示：李楼-吴集北段铁矿回采过程中，地表主要建构筑物的最大倾斜变形值均未超过规范规定的建构筑物倾斜变形允许值。

地表沉降值二阶求导得出地表曲率变形等值线图，如图所示。根据李楼-吴集北段铁矿深部矿体回采结束后的地表总平面布置与曲率变形等值线复合图分析可知，在此开采现状下地表曲率变形值整体非常小，曲率变形值相对较大的区域位于工业场地西侧农田附近，最大曲率变形值为 0.00686×10^{-3}/m 和 -0.00398×10^{-3}/m，远小于《有色金属采矿设计规范》（GB50771-2012）规定的地表曲率变形允许值。

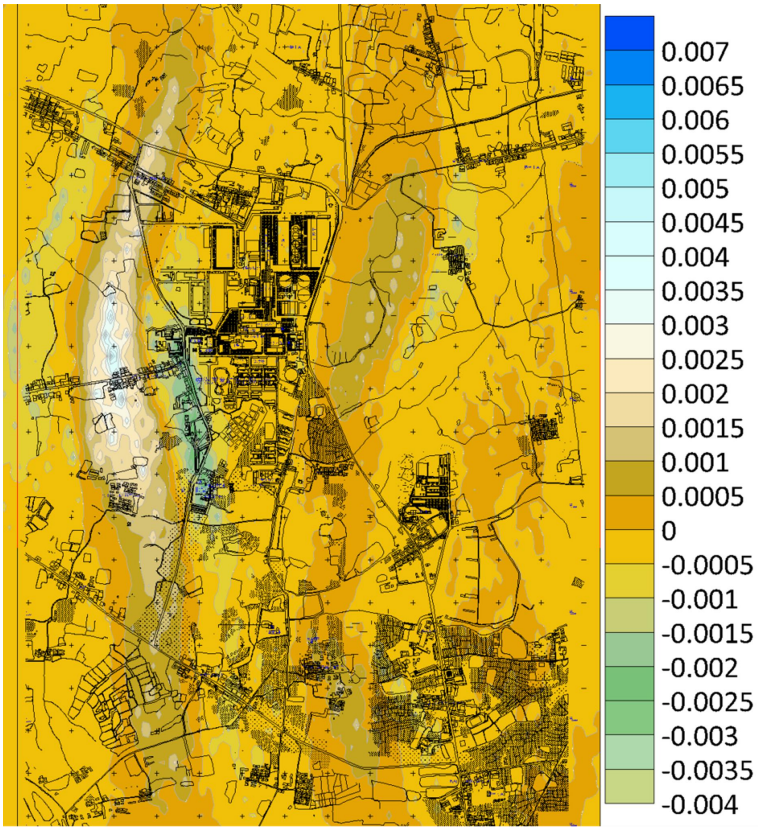


图 3.1-7　地表总平面布置和地表曲率变形等值线复合图（单位：10^{-3}/m）

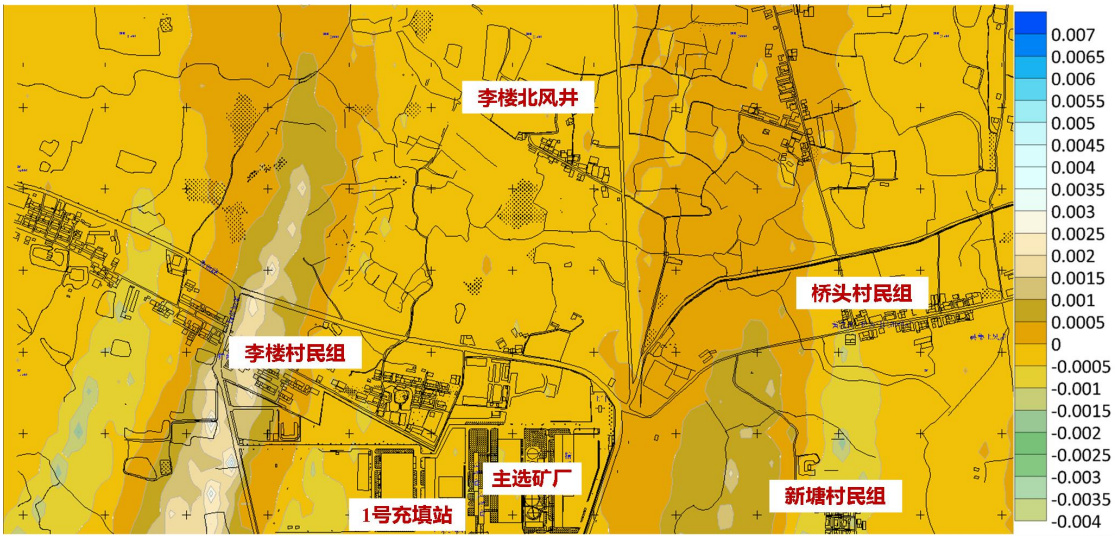


图 3.1-8 李楼北风井等建构筑物曲率变形等值线图（单位：10^{-3}/m）

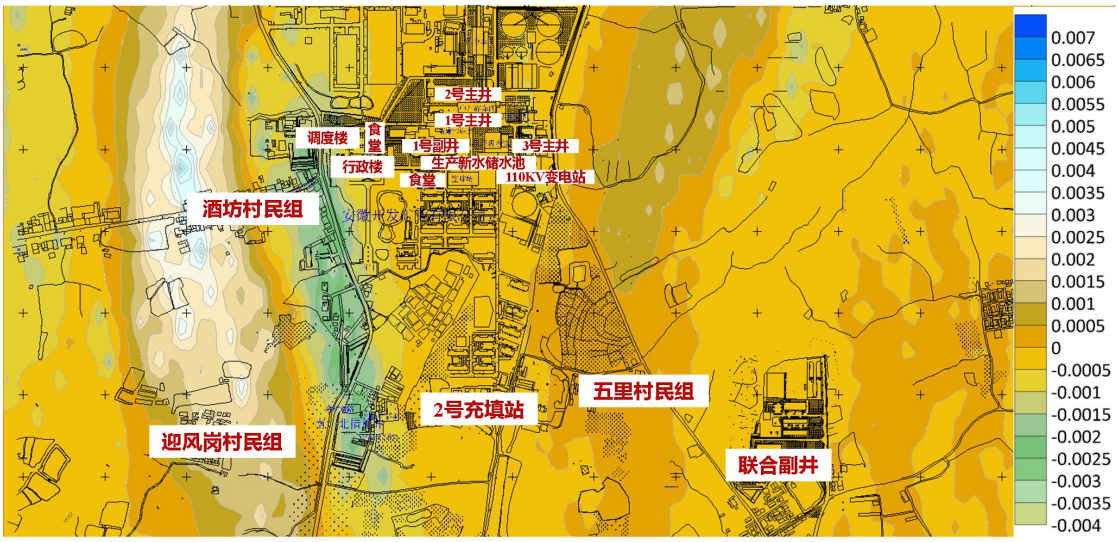


图 3.1-9　2 号充填站等构筑物曲率变形等值线图（单位：10^{-3}/m）

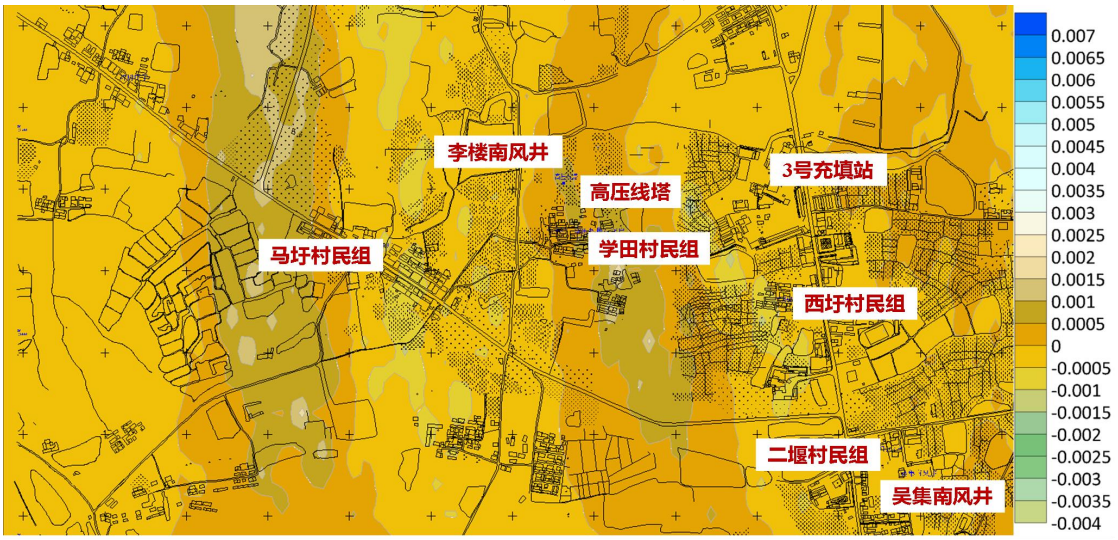


图 3.1-10　李楼南风井和高压线塔等建构筑物曲率变形等值线图（单位：10^{-3}/m）

根据统计，地表主要建构筑物的最大曲率变形值及其与规范允许值的对比情况如下表 3.1-2 所示。

表 3.1-2 地表主要建构筑物曲率变形值

建筑物类型	保护等级	规范允许值（10^{-3}/m）	实际测量值（10^{-3}/m）	是否超过规范允许值
调度楼	II	±0.4	-0.000952	否
行政楼	II	±0.4	-0.000635	否
1 号食堂	II	±0.4	-0.000477	否
2 号食堂	II	±0.4	-0.000129	否
职工宿舍区	II	±0.4	-0.000158	否

1 号副井	I	±0.2	-0.000201	否
1 号主井	I	±0.2	-0.000208	否
2 号主井	I	±0.2	-0.000188	否
3 号主井	I	±0.2	-0.000506	否
李楼北风井	I	±0.2	-0.000044	否
李楼南风井	I	±0.2	-0.000294	否
主选矿厂	I	±0.2	-0.000413	否
生产新水储水池	II	±0.4	-0.000125	否
110kV 变电站	II	±0.4	-0.000774	否
1 号充填站	I	±0.2	-0.000299	否
2 号充填站	I	±0.2	-0.000063	否
高压线塔	II	±0.4	0.000628	否
吴集北风井	I	±0.2	-0.000037	否
联合副井	I	±0.2	-0.000050	否
3 号充填站	I	±0.2	-0.000130	否
吴集南风井	I	±0.2	-0.000061	否
二堰村民组	III	±0.6	-0.000102	否
西圩村民组	III	±0.6	-0.000213	否
学田村民组	III	±0.6	0.000499	否
马圩村民组	III	±0.6	-0.000356	否
五里村民组	III	±0.6	0.000156	否
迎风岗村民组	III	±0.6	0.001351	否
酒坊村民组	III	±0.6	0.000386	否
新塘村民组	III	±0.6	-0.000714	否
李楼村民组	III	±0.6	0.001528	否
桥头村民组	III	±0.6	-0.000323	否

统计结果数据显示：李楼-吴集北段铁矿回采过程中，地表主要建构筑物最大曲率变形值均未超过规范规定的建构筑物曲率变形允许值。。

③地表水平变形分析

深部矿体协同回采过程中的地表位移云图（单位：mm）如图所示。将由 FLAC3D 软件计算产生的地表水平位移变形数据提取，导入插值绘图软件 Surfer 绘制水平位移等值线图（单位：mm），同时将李楼矿段地表总平面布置图一起导入，以便观察地表水平变形区域与周边主要建筑物、构筑物的位置关系，如所示。当李楼-吴集北段铁矿深部矿

体回采结束后，地表水平合位移最大值为 74.75mm，距离主要工业场地较远。

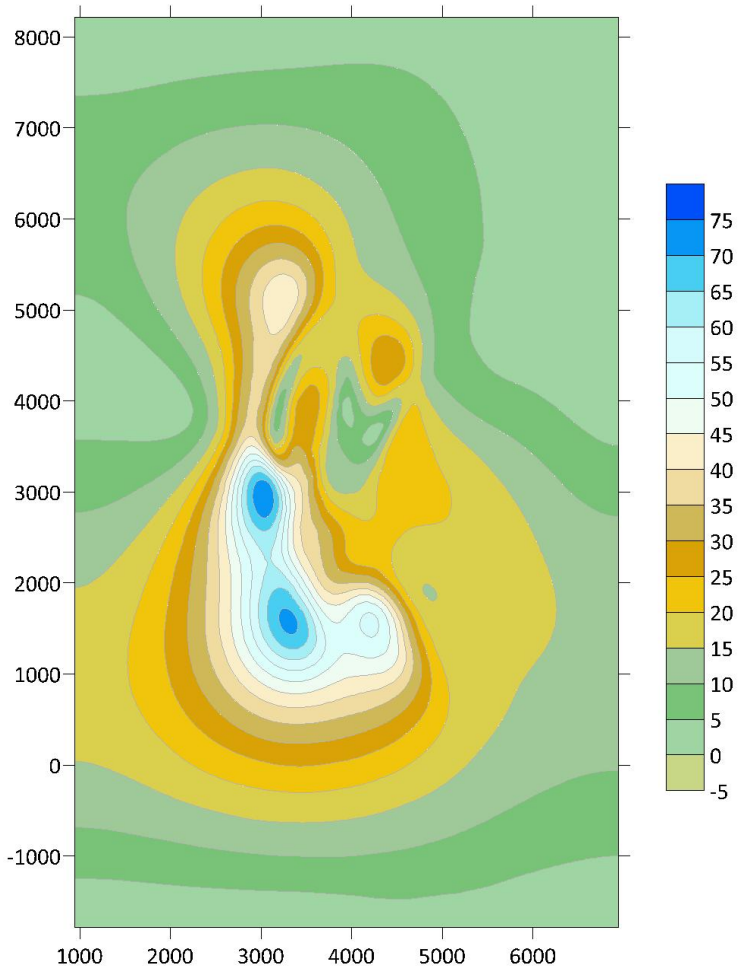


图 3.1-11 矿体开采完成后地表处水平合位移云图（单位：mm）

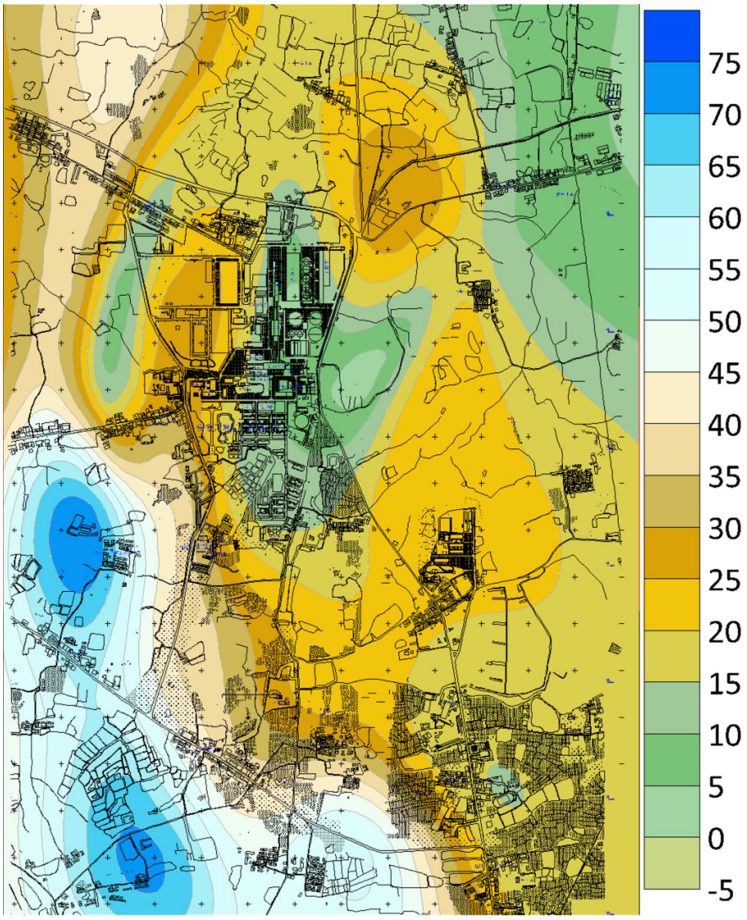


图 3.1-12　地表总平面布置和水平合位移等值线复合图（单位：mm）

水平变形同样作为地表移动影响判定的指标之一，对地表水平位移值一阶求导计算后得到地表倾斜变形，如图所示。根据李楼-吴集北段铁矿深部矿体回采结束后的地表总平面布置与水平变形等值线复合图分析可知，矿体开采对地表倾斜变形的影响较小，水平变形较大的区域为主要工业场地西侧农田附近，最大倾斜变形值为 0.1505mm/m 和 -0.1896mm/m，远小于《有色金属采矿设计规范》（GB50771-2012）的地表水平变形允许值。

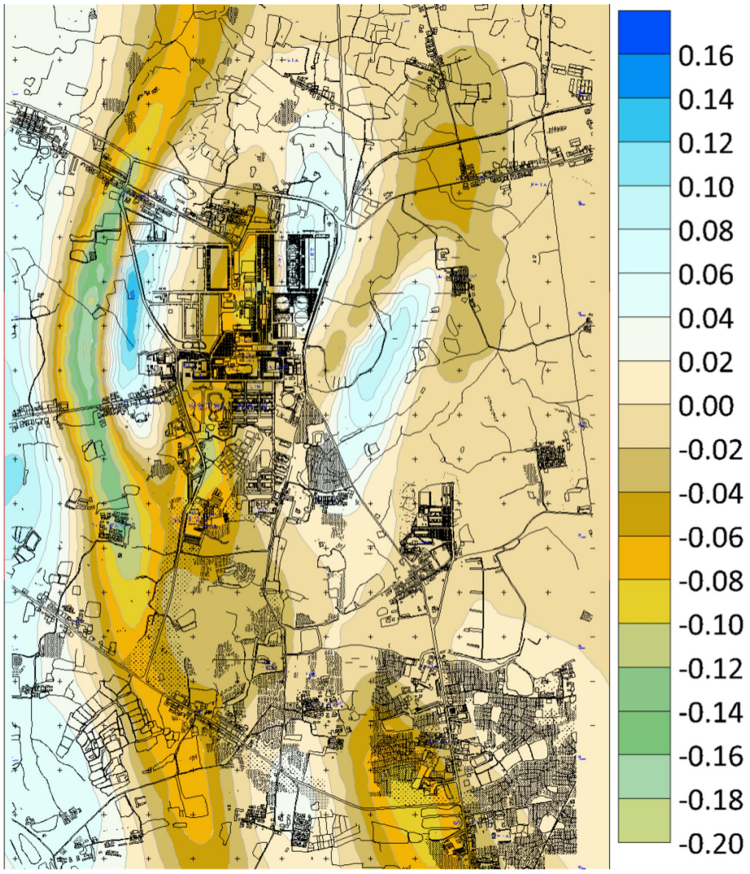


图 3.1-13 地表总平面布置和地表水平变形等值线复合图（单位：mm/m）

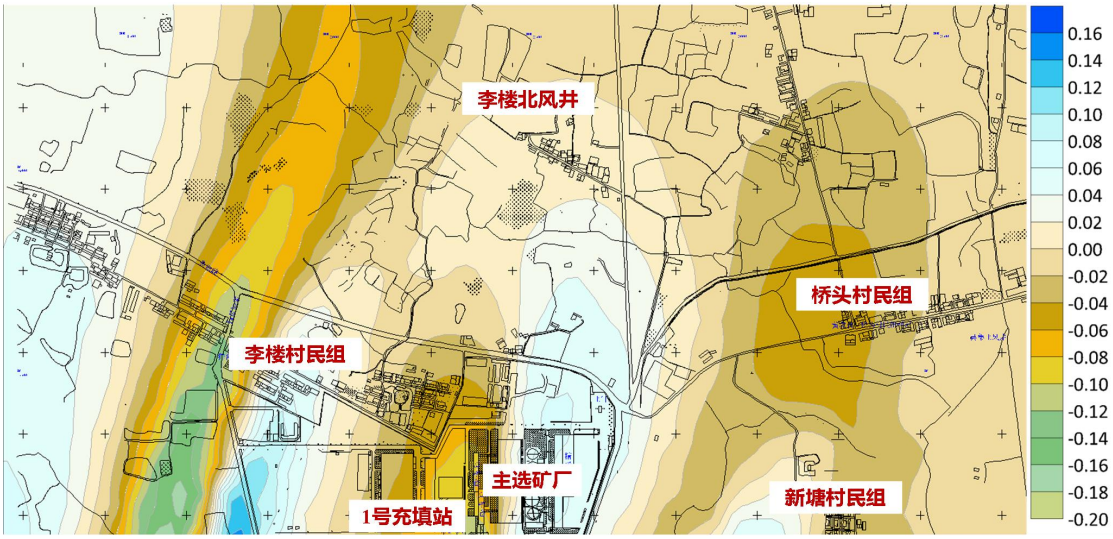


图 3.1-14 李楼北风井等建构筑物水平变形等值线图（单位：mm/m）

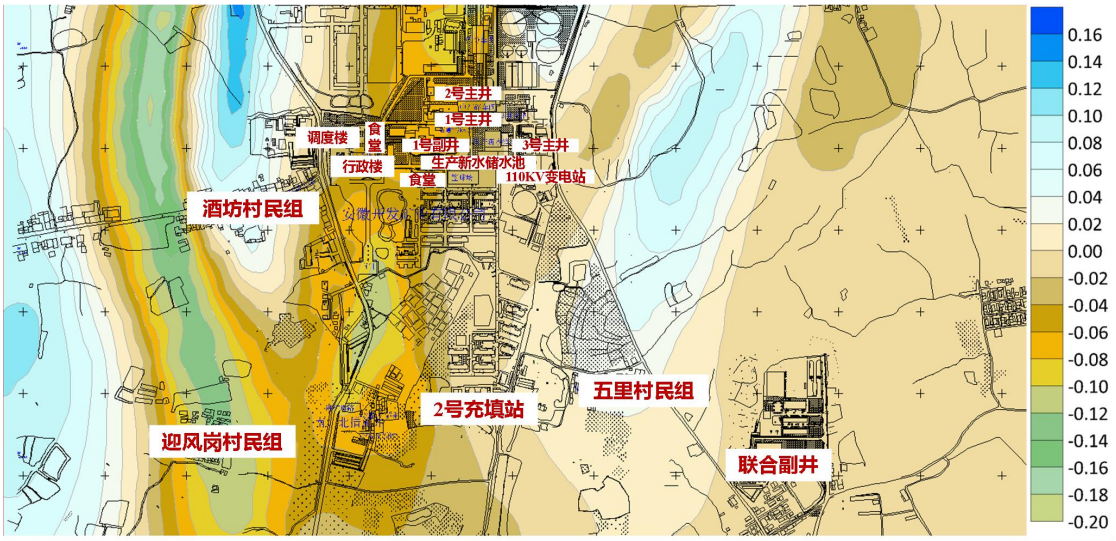


图 3.1-15　2 号充填站等构筑物水平变形等值线图（单位：mm/m）

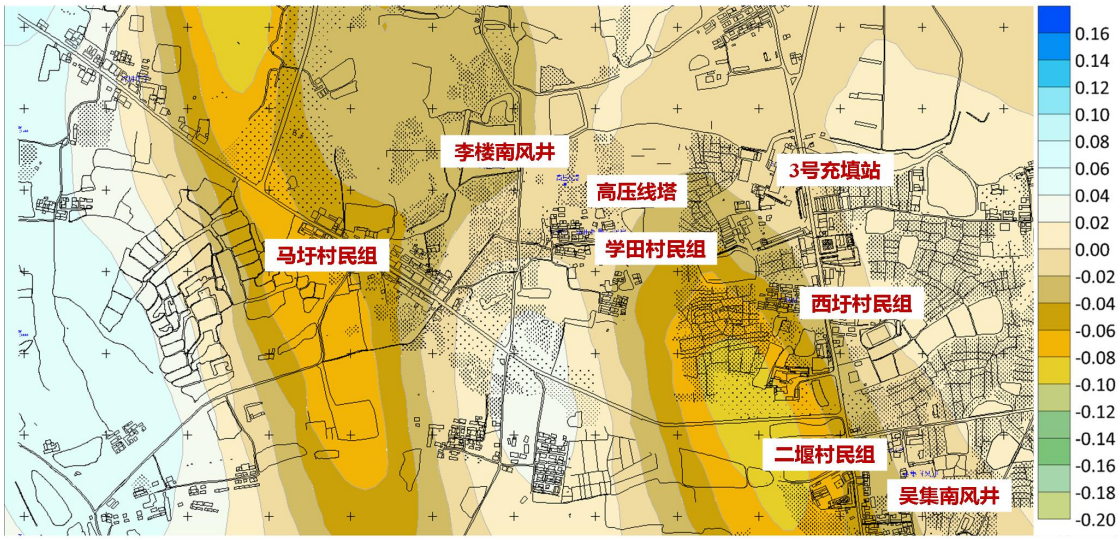


图 3.1-16　李楼南风井和高压线塔等建构筑物水平变形等值线图（单位：mm/m）

根据统计，地表主要建构筑物的最大水平变形值及其与规范允许值的对比情况如下表 3.1-3 所示。

表 3.1-3　地表主要建构筑物水平变形值

建筑物类型	保护等级	规范允许值（mm/m）	实际测量值（mm/m）	是否超过规范允许值
调度楼	II	±4	-0.02522	否
行政楼	II	±4	-0.05006	否
1 号食堂	II	±4	-0.04754	否
2 号食堂	II	±4	-0.05302	否
职工宿舍区	II	±4	-0.02591	否

1 号副井	I	±2	-0.06781	否
1 号主井	I	±2	-0.07267	否
2 号主井	I	±2	-0.07025	否
3 号主井	I	±2	-0.00385	否
李楼北风井	I	±2	0.00160	否
李楼南风井	I	±2	-0.03202	否
主选矿厂	I	±2	0.00304	否
生产新水储水池	II	±4	-0.02699	否
110kV 变电站	II	±4	-0.01097	否
1 号充填站	I	±2	-0.07978	否
2 号充填站	I	±2	-0.00852	否
高压线塔	II	±4	-0.00808	否
吴集北风井	I	±2	-0.00897	否
联合副井	I	±2	-0.00226	否
3 号充填站	I	±2	-0.00932	否
吴集南风井	I	±2	-0.01812	否
二堰村民组	III	±6	-0.03150	否
西圩村民组	III	±6	-0.02064	否
学田村民组	III	±6	-0.00623	否
马圩村民组	III	±6	-0.04907	否
五里村民组	III	±6	0.02519	否
迎风岗村民组	III	±6	-0.11569	否
酒坊村民组	III	±6	0.06200	否
新塘村民组	III	±6	-0.02273	否
李楼村民组	III	±6	-0.04211	否
桥头村民组	III	±6	-0.03901	否

统计结果数据显示：李楼-吴集北段铁矿回采过程中，地表主要建构筑物最大水平变形值均未超过规范规定的建构筑物水平变形允许值。

4）与周边矿区相互影响

矿区与安徽省战略性矿产找矿行动专项攻关工程（霍邱地区深部铁矿勘查工程）第一批地质勘查基金项目（2024 年新立，任务书文号为皖自然资勘函〔2024〕47 号，项目编号为 2024-1-4）的“霍邱县吴集铁矿北段外围铁矿普查”项目重叠，周围矿权设置密集，矿区北部

为周油坊铁矿（采矿权，正常生产矿山），东北侧为红家岗铁矿（探矿权），南侧为吴集南铁矿（采矿权）、万庄铁矿（探矿权保留）。

周油坊铁矿主要生产中段为-170m~-530m 中段。周油坊矿区主、副井井口工业场地和选矿厂集中布置在一起。选矿厂西部为井口工业场地，井下开采的矿石经提升系统运输至地表，经皮带运输直接进入选矿厂。根据《安徽金日盛矿业有限责任公司周油坊铁矿与安徽开发矿业有限公司李楼铁矿北风井保安矿柱问题安全协议》，李楼铁矿北风井压占周油坊铁矿深部延伸到李楼铁矿采矿权范围内矿体，并在周油坊铁矿-290m 水平以下矿体开采移动范围内。周油坊铁矿按照《安徽金日盛矿业有限责任公司周油坊铁矿采选工程初步设计》为李楼铁矿北风井留设保安矿柱。

如周油坊铁矿不保留保安矿柱或保安矿柱留设不满足设计要求，李楼北风井可能会因岩石移动造成井壁损坏。

以后的开采过程中可能互相位于对方的开采监测线范围内，地下水之间可能存在水力联系，建议开采前进一步核实，如相互间有影响，下一阶段设计中应提出合理的对策措施；且相邻矿山应当留设不小于 50m 的保安矿（岩）柱。

（3）地表移动范围圈定

根据李楼-吴集北段铁矿井上井下对照图，可知地表分布的建筑物主要有调度楼、行政楼、1 号食堂、2 号食堂、职工宿舍区、1 号副井、1 号主井、2 号主井、3 号主井、李楼北风井、李楼南风井、主选矿厂、生产新水储水池、110kV 变电站、1 号充填站、2 号充填站、高压线塔、吴集北风井、联合副井、3 号充填站、吴集南风井、二堰村民组、西圩村民组、学田村民组、马圩村民组、五里村民组、迎风岗村民组、酒坊村民组、新塘村民组、李楼村民组以及桥头村民组等。

2025 年 8 月，长沙矿山研究院有限责任公司编制了《安徽开发矿业有限公司李楼铁矿深部矿体资源（-625m）岩石力学参数测试及开采稳定性研究与影响分析》《安徽开发矿业有限公司吴集铁矿北段深部矿体资源（-625m）岩石力学参数测试及开采稳定性研究与影响分析》。对地表移动带进行了圈定。

依据 Hoek-Brown 准则对实验得出的岩石力学参数进行折减，最终得到可用于此处数值模拟计算的岩体力学参数，计算结果以及充填体的物理力学参数如下表所示。

表 3.1-4 李楼铁矿修正岩体力学参数表

力学参数		片麻岩	镜铁矿	大理岩
密度/（g/cm³）		2.69	3.26	2.70
抗压强度/MPa		13.49	43.37	14.12
抗拉强度/MPa		0.30	1.86	0.28
变形试验	弹性模量/GPa	4.49	31.62	10.12
	泊松比	0.27	0.20	0.24
抗剪试验	粘聚力/MPa	3.54	8.20	4.06
	内摩擦角/°	34.69	35.37	30.21

表 3.1-5 吴集铁矿（北段）修正矿岩力学参数表

力学参数		黑云斜长片麻岩	磁铁矿
密度/（g/cm³）		2.92	3.19
抗压强度/MPa		25.67	42.46
抗拉强度/MPa		0.62	1.77
变形试验	弹性模量/GPa	10.49	31.07
	泊松比	0.24	0.20
抗剪试验	粘聚力/MPa	5.54	8.15
	内摩擦角/°	35.04	35.27

根据地表建构筑物种类，并结合《有色金属采矿设计规范》中的

要求，对地表建构筑物的保护等级进行了分类。

表 3.1-6 地表建构筑物保护等级

建筑物类型	保护等级	倾斜 i（mm/m）	曲率 k（10^{-3}/m）	水平变形ε（mm/m）
调度楼	II	±6	±0.4	±4
行政楼	II	±6	±0.4	±4
1 号食堂	II	±6	±0.4	±4
2 号食堂	II	±6	±0.4	±4
职工宿舍区	II	±6	±0.4	±4
1 号副井	I	±3	±0.2	±2
1 号主井	I	±3	±0.2	±2
2 号主井	I	±3	±0.2	±2
3 号主井	I	±3	±0.2	±2
李楼北风井	I	±3	±0.2	±2
李楼南风井	I	±3	±0.2	±2
主选矿厂	I	±3	±0.2	±2
生产新水储水池	II	±6	±0.4	±4
110kV 变电站	II	±6	±0.4	±4
1 号充填站	I	±3	±0.2	±2
2 号充填站	I	±3	±0.2	±2
高压线塔	II	±6	±0.4	±4
吴集北风井	I	±3	±0.2	±2
联合副井	I	±3	±0.2	±2
3 号充填站	I	±3	±0.2	±2
吴集南风井	I	±3	±0.2	±2
二堰村民组	III	±10	±0.6	±6
西圩村民组	III	±10	±0.6	±6
学田村民组	III	±10	±0.6	±6
马圩村民组	III	±10	±0.6	±6
五里村民组	III	±10	±0.6	±6
迎风岗村民组	III	±10	±0.6	±6
酒坊村民组	III	±10	±0.6	±6
新塘村民组	III	±10	±0.6	±6
李楼村民组	III	±10	±0.6	±6
桥头村民组	III	±10	±0.6	±6

1）工程类比法

根据矿山初步设计可知，采用类比法参考类似矿山的岩移资料，同时结合矿山历史开采岩移规律研究成果、矿岩分布状况、地质构造与围岩蚀变以及空区充填处理方式等情况，综合分析认为李楼铁矿开采岩石移动角中第四系覆土的移动角为 45°、矿岩上盘、下盘以及走向岩层

移动角为分别为上盘β=75°、下盘γ=75°、走向δ=75°。吴集铁矿（北段）矿岩第四系覆土的移动角为 45°，上盘、下盘及走向岩层移动角为分别为上盘β=75°、下盘γ=75°、走向δ=75°。

李楼铁矿矿体上盘围岩为片岩、片麻岩和大理岩，矿体下盘为白云石大理岩，较为坚硬。采矿方法为阶段空场嗣后充填法，充填法采矿处理了采场空区，有效防止了地表沉降。根据上述叙述，李楼铁矿矿岩第四系覆土的移动角为 45°，上盘、下盘及走向岩层移动角为分别为上盘β=75°、下盘γ=75°、走向δ=75°，由此可圈定李楼铁矿工程类比法地表移动带范围，见下图。

吴集铁矿矿体上、下盘围岩主要为黑云斜长片麻岩，较为坚硬。采矿方法为阶段空场嗣后充填法，充填法采矿处理了采场空区，有效防止了地表沉降。根据上述叙述，吴集铁矿（北段）矿岩第四系覆土的移动角为 45°，上盘、下盘及走向岩层移动角为分别为上盘β=75°、下盘γ=75°、走向δ=75°，由此可圈定吴集铁矿（北段）工程类比法地表移动带范围，见下图。

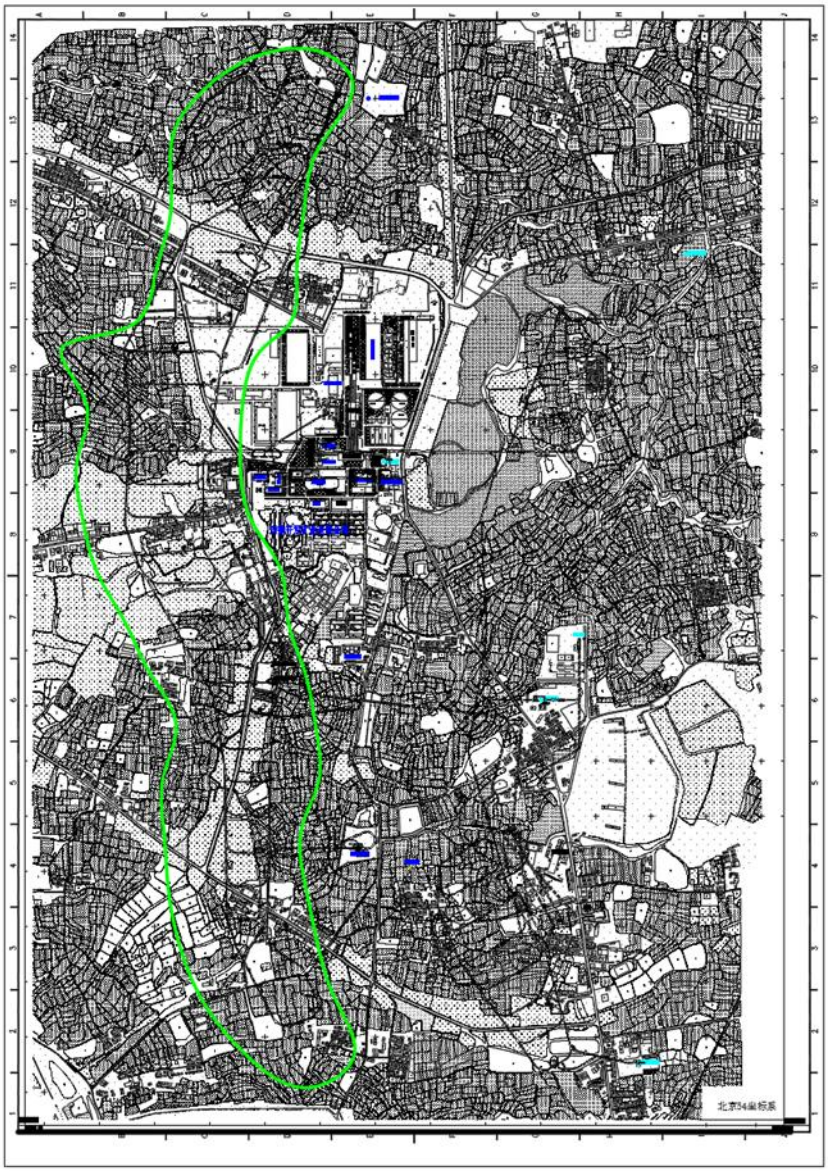


图 3.1-4 李楼矿区工程类比法圈定地表移动带

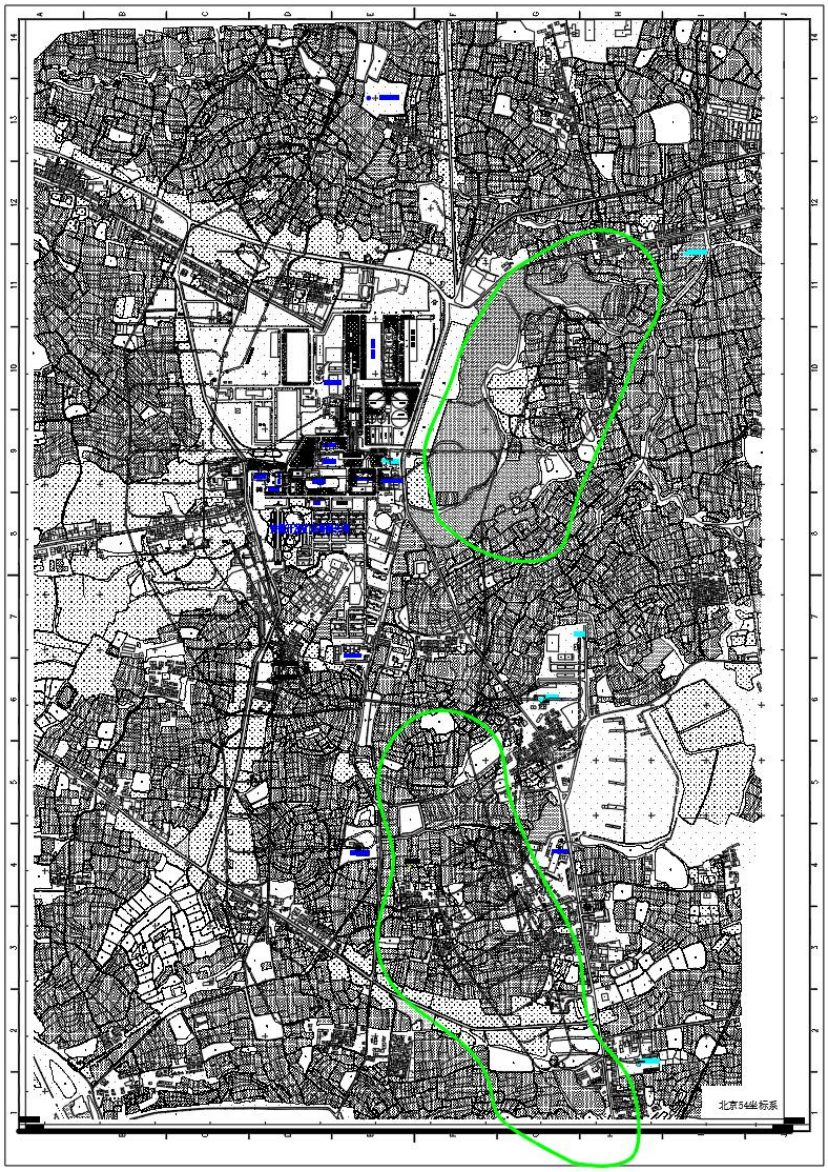


图 3.1-5 吴集铁矿（北段）工程类比法圈定地表移动带

2）数值模拟法地表移动带范围圈定

地下开采引发上覆岩层下沉，当覆岩下沉发展至地表，则地表产生沉降。地表下沉与井下开采范围、规模及覆岩厚度密切相关。根据《建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规范》，通常将地表下沉量大于 1cm 的区域圈定为地表下沉移动带。根据数值模拟结果，可得到采用数值模拟法圈定的地表移动带范围。

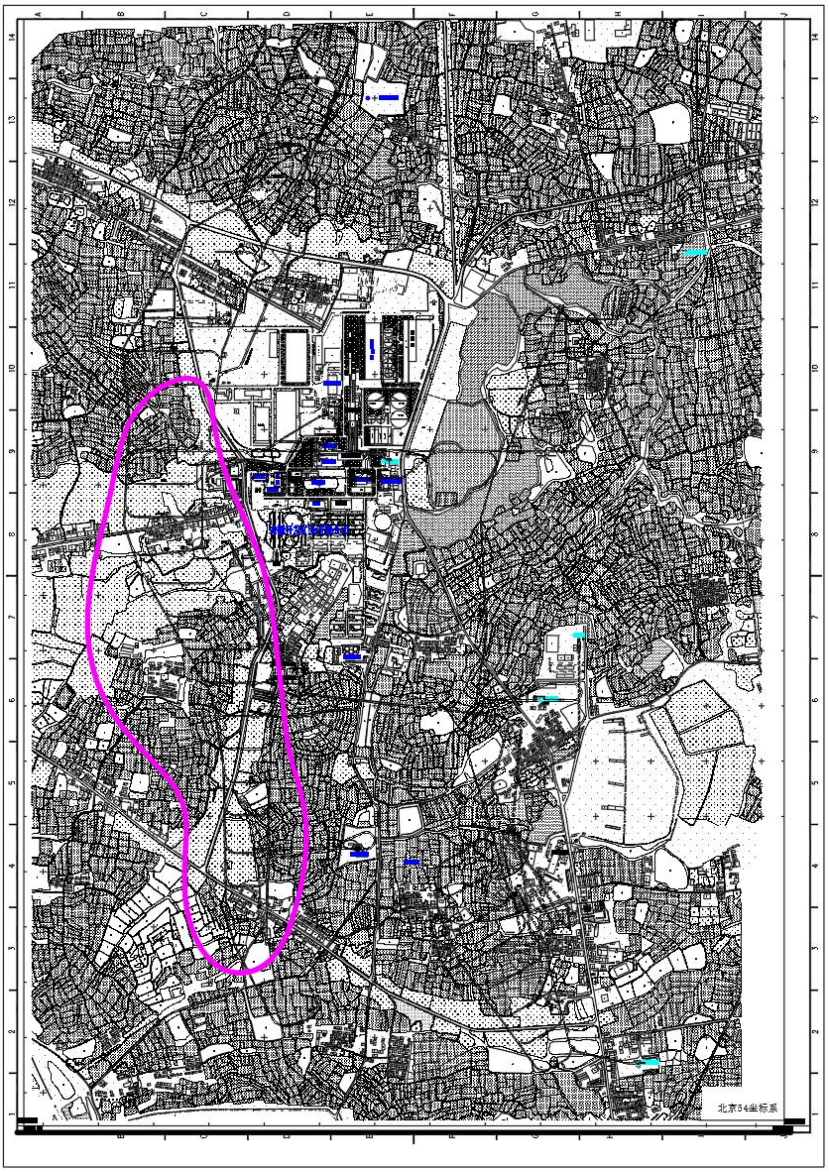


图 3.1-6 李楼矿区数值模拟法圈定地表移动带

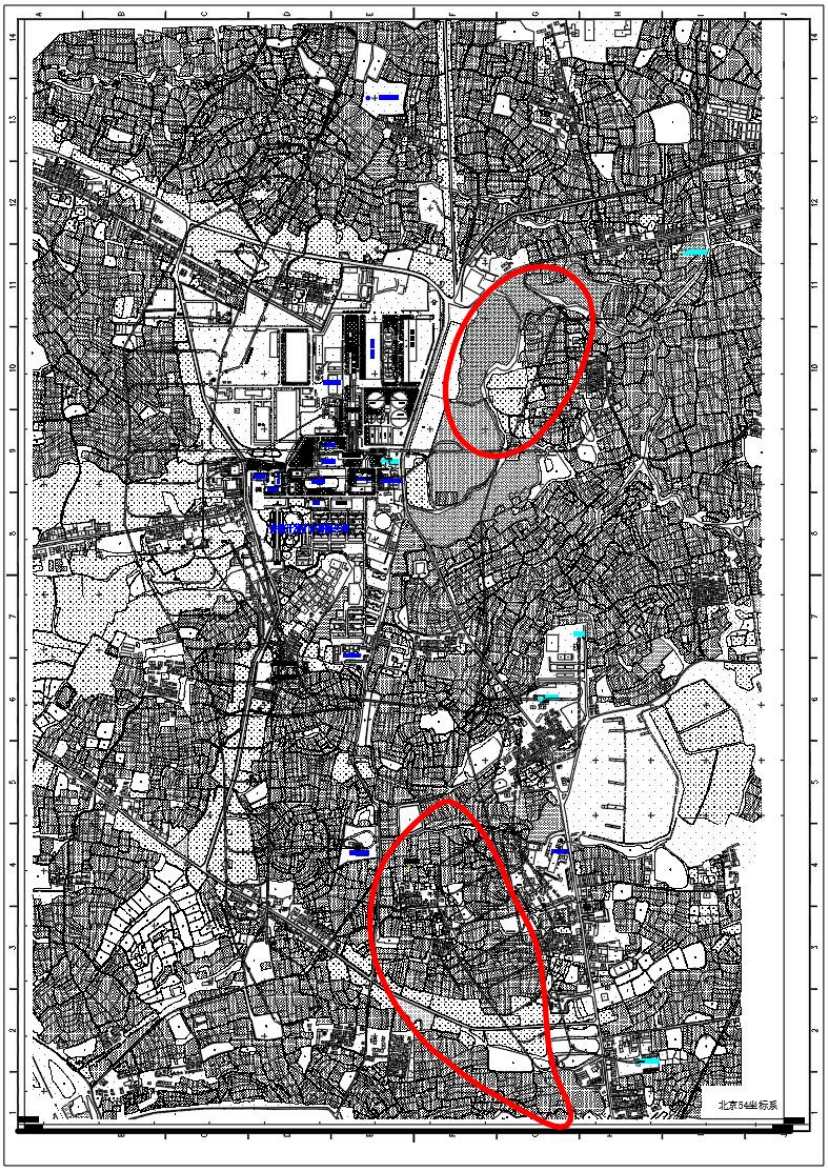


图 3.1-7 吴集铁矿（北段）数值模拟法圈定地表移动带

从地表倾斜、曲率及水平变形等等指标进行分析，李楼铁矿、吴集铁矿（北段）深部-625m 和-525m 中段开采时，地表的倾斜、曲率和水平变形随着开采的进行有所增大，但整体变形值仍较小，均未超过《有色金属采矿设计规范》（GB 50771-2012）的各项变形允许值，因此推荐采用数值模拟法圈定的地表移动带范围。

采矿工业场地各井口位置及地下工程均位于矿区范围之内，井口主要设施距离地表岩石移动范围界限均应大于 20m。

井口位置及井口设施、工业场地内主要建（构）筑物与岩移监测线的距离：

①1号主井净直径5.2m，井口中心坐标：X=3584885.000、Y=402200.000，井口标高+36 m，井底标高-653m，井深为689m；

②2号主井净直径5.2m，井口中心坐标：X=3584935.000、Y=402200.000，井口标高+36m，井底标高-653m，井深为689m；

③3号主井（吴集主井）井筒净直径5.2m，井口坐标X=3584885.000、Y=402430.000（54坐标系），井口标高+33m，井底标高-650m，井深683m;

④1号副井净直径6.0m，井口中心坐标：X=3584825.000、Y=402178.000，井口标高+35.75m，井底标高-626m，井深661.75m；

⑤联合副井净直径6.5m，井口坐标X=3584020.000、Y=403000.000（54坐标系），井口标高+47m，井底标高-553.5m，井深600.5m；

⑥北风井井筒净直径5.0m，井口坐标X=3586200.000、Y=402375.000，井口标高+42m，井底标高-246.87m，井深288.87m；

⑦南风井净直径5.5m，井口中心坐标：X=3583483.000、Y=402338.000，井口标高+54m，井底标高-548m，井深602m；

⑧24线北措施井净直径3.2m，井口中心坐标：X=3584145.780、Y=402028.252，井口标高+40.18m，井底标高-249.27m，井深289.45m。

⑨24线南措施井净直径3.2m，井口中心坐标：X=3584095.880、Y=402028.249，井口标高+40.19m，井底标高-249.11m，井深289.30m。

⑩充填站，系统设置1号、2号、3号三座充填站，每座充填站由立式砂仓、搅拌系统、胶固粉仓等部分组成。

工程类比法地表移动带：

各井井口位置及井口设施、工业场地内主要建（构）筑物与地表开采岩石移动界线最小值见表。

表 3.1-7 各井筒及主要井口设施与移动（监测）线距离表

建（构）筑物名称	与移动（监测）线距离	规范要求	安全性
1 号主井	289m	≥20m	安全
2 号主井	289m	≥20m	安全
3 号主井	517m	≥20m	安全
1 号副井	263m	≥20m	安全
联合副井	820m	≥20m	安全
李楼北风井	62m	≥20m	安全
李楼南风井	211m	≥20m	安全
吴集北风井	1396m	≥20m	安全
吴集南风井	1029m	≥20m	安全
李楼备用南风井	192m	≥20m	安全
1 号充填站	231m	≥20m	安全
2 号充填站	118m	≥20m	安全
3 号充填站	892m	≥20m	安全

数值模拟法地表移动带：

各井井口位置及井口设施、工业场地内主要建（构）筑物与地表开采岩石移动界线最小值见表。

表 3.1-8 各井筒及主要井口设施与移动（监测）线距离表

建（构）筑物名称	与移动（监测）线距离	规范要求	安全性
1 号主井	332m	≥20m	安全
2 号主井	350m	≥20m	安全
3 号主井	524m	≥20m	安全
1 号副井	287m	≥20m	安全

表 3.1-8 各井筒及主要井口设施与移动（监测）线距离表

建（构）筑物名称	与移动（监测）线距离	规范要求	安全性
联合副井	928m	≥20m	安全
李楼北风井	1194m	≥20m	安全
李楼南风井	186m	≥20m	安全
吴集北风井	1800m	≥20m	安全
吴集南风井	1355m	≥20m	安全
李楼备用南风井	284m	≥20m	安全
1 号充填站	424m	≥20m	安全
2 号充填站	199m	≥20m	安全
3 号充填站	876m	≥20m	安全

从工业场地设施与开采移动圈的相对距离结果可以看出，无论是工程类比法地表移动带还是数值模拟法地表移动带，各井井口位置及井口设施、工业场地内主要建（构）筑物与地表开采岩石移动界线的安全距离均大于 20m，-625~-425m 矿体开采不会影响地表主要工业场地设施的安全性。

3.1.2 安全检查表法

表 3.1-9 总平面布置安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
1	1 个采矿权范围内原则上只能设置 1 个生产系统。	《中共中央办公厅国务院办公厅关于进一步加强矿山安全生产工作的意见》	采矿权范围内只设置一个生产系统。	符合要求
2	下列地段和地区不应选为厂址：发震断层和抗震设防烈度为 9 度及高于 9 度的地震区；有严重放射性物质污染影响区；生活居住区、文教区、水源保护区、名胜古迹、风景游览区、温泉、疗养区、自然保护区和其它需要特别保护的区域；对飞机起落、电台通讯、电视转播、雷达导航和重要的天文、气象、地震观	《工业企业总平面设计规范》（GB50187-2012）第 3.0.14 条	地震烈度为 6 度区，场址不在上述各区域内。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	察以及军事设施等规定有影响的范围内；很严重的自重湿陷性黄土地段，厚度大的新近堆积黄土地段和高压缩性的饱和黄土地段等地质条件恶劣地段；具有开采价值的矿藏区；受海啸或湖涌危害的地区。			
3	总平面布置应节约集约用地，提高土地利用率。布置时并应符合下列要求： 1 在符合生产流程、操作要求和使用功能的前提下，建筑物、构筑物等设施，应采用联合、集中、多层布置； 2 应按企业规模和功能分区，合理地确定通道宽度； 3 厂区功能分区及建筑物、构筑物的外形宜规整； 4 功能分区内各项设施的布置，应紧凑、合理。	《工业企业总平面设计规范》（GB50187-2012）第 5.1.2 条	可研报告中按要求进行了设计。	符合要求
4	矿井（竖井、斜井、平硐等）井口的标高应高于当地历史最高洪水位 1m 以上。工业场地的地面标高应高于当地历史最高洪水位。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.2.3 条	当地最高洪水位+28.97m。 1 号主井井口标高+36 m、2 号主井井口标高+36m、1 号副井井口标高+35.75m、联合副井井口标高+47m、3 号主井井口标高+36m、辅助斜坡道井口标高+46.6m、李楼南进风井井口标高+54m、李楼南回风井井口标高+47.6m、李楼北回风井井口标高 42m、吴集北段南风井井口标高+48m、吴集北风井井口标高+30m（吴集北段北风井井口采用混凝土加高井口方案，锁口采用混凝土加高 1.5m，混凝土墙厚）。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
			各井口均高于当地历史最高洪水位 1m 以上，工业场地的地面标高应高于当地历史最高洪水位。	
5	厂址应具有满足建设工程需要的工程地质条件和水文地质条件。	《工业企业总平面设计规范》（GB50187-2012）第 3.0.8 条	该项目为改扩建项目，利用原有工业场地，各工业场地厂址均满足建设工程需要的工程地质条件和水文地质条件。	符合要求
6	厂址应具有满足生产、生活及发展所必需的水源和电源。水源和电源与厂址之间的管线连接应尽量短捷，且用水、用电量（特别）大的工业企业宜靠近水源及电源地。	《工业企业总平面设计规范》GB50187-2012 第 3.0.6 条	该项目为改扩建项目，厂址具有满足生产、生活及发展所必需的水源和电源。	符合要求
7	厂址应位于不受洪水、潮水或内涝威胁的地带；当不可避免时，心须具有可靠的防洪、排涝措施。	《工业企业总平面设计规范》GB50187-2012 第 3.0.12 条	该项目为改扩建项目，厂址位于不受洪水、潮水或内涝威胁的地带。	符合要求
8	矿山企业的办公区、生活区、工业场地、地面建筑等，不应设在危崖、塌陷区、崩落区，不应设在受尘毒、污风影响区域内，不应受洪水、泥石流、爆破威胁。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 4.6.1 条	该项目为改扩建项目，办公区、生活区、工业场地、地面建筑等不在上述飞范围。	符合要求
9	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。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.1.2 条	可研圈定地表移动监测范围，可研未提及留设保安矿柱。	下一阶段设计中需完善
10	地表主要建构筑物、主要开拓工程入口应布置在不受地表滑坡、滚石、泥石流、雪崩等危险因素影响的安全地带，无法避开时，应采取可靠的安全措施。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.1.3 条	地表主要建构筑物、主要开拓工程入口不在上述范围。	符合要求
11	采矿设计应提出矿柱回采和采空区处理方案，并制定专门的安全措施。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.1.5 条	-425m ～ -400m 水平隔离矿柱和 -525m ～ -500m 水平隔离矿柱在二期工	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
			程的中后期开始回收。-625m ～ -650m 隔离矿柱在-725m 中段开采末期进行回收。隔离矿柱采用分段空场嗣后充填采矿方法回采。F2 断层两侧留设 20m 保安防水矿柱不回收。 采空区采用尾砂胶结充填。	

3.1.3 单元小结

该项目总平面布置中应加以重视的问题有：

（1）根据井上井下对照图，可研仅给出了开采-625m 岩层移动监测界线，设计应根据确定的岩石移动角，划定矿山开采期间的岩层移动监测界线。

（2）下一阶段设计中对护顶矿柱及永久保安矿柱进行全面的岩石力学研究，生产中及时开展地压活动规律和地表岩移监测工作。

（3）及时充填、保证采场充填质量，做好接顶，加强上部岩石变形监测。

（4）建议对采矿工艺参数和充填体的强度、稳定性、变形参数等进行分析和试验，在确保生产安全的前提下，优化采场结构参数和充填工艺，防止地表沉降。

（5）下一步设计阶段应补充三期工程开采-200m 以上时对地表岩体移动监测范围建构筑物的安全防护措施。

（6）矿山应严格执行《安徽省金属非金属矿山生产安全紧急情况停产撤人规定》，矿山应实时关注所在地气象，当天气预报为暴雨黄

色（6 小时内降雨量将达 50 毫米，或者已达 50 毫米以上且降雨可能持续）及以上等级预警和暴风雷电等极端天气时，应停产撤人。

3.2 开拓单元

3.2.1 危险、有害因素辨识与分析

开拓系统主要存在的危险、有害因素有：

（1）矿床被厚大第四系覆盖，风化作用强、风化带稳固性差，井筒经过地表第四系及构造破碎带等工程地质条件相对较差的地段时，存在片帮、坍塌的危险；巷道、采场、硐室等通过构造破坏带，易发生坍塌、冒顶、片帮等危害。井巷工程施工过程中，凿岩、爆破后由于振动，顶板和帮壁会产生危石，如果岩层破碎、断层裂隙发育、支护不及时可能产生顶板冒落或片帮。

（2）井巷工程施工过程中若与含水层贯通可能引发透水事故。

（3）若一次爆破药量较大，爆破冲击波、爆破飞石对人员、井巷、设备产生危害；处理盲炮、残炮方法不当，造成放炮事故。

（4）井巷工程施工过程中采取安全防护措施不当，可能导致高处坠落事故。

（5）顶板及两帮的浮石未及时处理或处理不干净，浮石坠落；施工过程中物料、设备、工具等坠落物均可能产生物体打击。

（6）井巷工程施工和使用过程中通风措施不当、安全管理不善，容易发生炮烟中毒窒息事故，造成人员伤亡。

（7）开拓系统布置在开采错动带内，受采动影响，导致开拓系统瘫痪。

（8）开拓工程受施工技术影响，巷道形状可能不规则且基本无支护，承压能力较小，受力条件差，来压时容易发生片帮冒顶，从而造

成伤人、损物。

（9）组织协调不当，巷道工程布置及采掘顺序不合理，安全距离不足，相互间意外贯通，有可能造成爆破伤人、冒顶片帮等事故。

（10）不稳固的岩层中巷道未进行支护、支护不合格、支护不及时，发生冒顶片帮，造成伤人、损物。

（11）炮孔装药量、装药结构不合理，围岩被松动破坏，承载力减弱，发生冒顶片帮，造成伤人、损物。

（12）违章作业，凿岩未结束就把爆破材料放在工作面；打残眼、干眼；爆破前无警戒；相对掘进贯通巷道。起炮网络联接不佳或导爆管受折，发生爆炸事故，造成伤人、损物。

（13）作业前未敲帮问顶、溜井及回风井施工过程、井下管道安装等，人员未佩戴安全帽、人员疏忽、现场管理混乱，发生物体打击。

3.2.2 预先危险性分析

表3.2-1 开拓系统预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
冒顶片帮井巷坍塌	掘进顺序、凿岩爆破等操作不当；施工过程中未按设计进行；围岩松软不稳固的掘进工作面没有及时采取支护措施、支护质量不合格；未及时处理浮石或处理浮石操作不当；井巷工程维护不当。	人员伤亡设备损坏	Ⅳ	遇地质条件不好(尤其是通过第四系地段)、破碎地带采取特殊工艺施工并进行合理支护；掘进顺序、凿岩爆破、井巷支护等应按设计、规定等进行；施工过程中应进行安全防护、及时对井筒进行砌护；并保证支护质量；事先处理顶板和两帮的浮石；处理浮石应正确操作。
透水	遇含水层时未采取超前探水措施与含水层贯通；地表防洪工程不合格，井下排水设施不健全；应急系统不完善。	人员伤亡设备损坏	Ⅲ	井巷掘进时，采取超前探水措施，尽量避开地质构造带；合理设计防排水设施；建立预警机制并有效实施。
放炮	一次爆破药量较大，爆破冲击波、爆破飞石对人员、井巷、设备产	人员伤亡	Ⅳ	合理设计爆破作业；控制装药数量；爆破时及时发出警戒信号；爆

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
	生危害；处理盲炮、残炮方法不当。	设备损坏		破前留出足够的时间，使人员及时躲避，人员和设备应在安全距离之外；正确处理盲炮、残炮。
炸药爆炸	未按要求储存起爆器材；未配备防灭火设施。	人员伤亡设备损坏	Ⅳ	合理选择发放站位置；根据爆破器材性质按要求分类储存；严禁存在吸烟等外界火源；配备必要的灭火器材。
中毒窒息	独头掘进时未采取有效的通风措施。	人员伤亡	Ⅳ	井巷施工过程中应设置足够的通风设施。
高处坠落	人员从井口坠落；高处作业时坠落。	人员伤亡	Ⅲ	井口采取适当的防护措施，如设置防护栏和警示标志等；安全出口应按要求设置梯子间等；高处作业应采取安全防护措施，如设置安全平台、佩戴安全带等。
物体打击	井口或井筒内设施掉落；浮石未及时处理或处理不干净浮石坠落；施工过程中物料、设备、工具等坠落物等。	人员伤亡	Ⅲ	1.采用普通法掘进天井时，必须架设牢固可靠的工作台和支护棚，支护棚距离工作面的距离不得大于6m，掘进高度超过 7m 时必须安装梯子间和渣子间。 2.天井贯通前 7m，测量人员必须给出准确的贯通位置，并在上部巷道设置安全警示标志和围栏。

3.2.3 安全检查表

本节安全检查表内的检查项依据《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）进行编制。

表 3.2-2 开拓系统安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
安全出口				
1	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。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.1.1 条	李楼段通往地表的安全出口有 4 个，分别为：1 号副井（主要安全出口），辅助斜坡道（主要安全出口），南进风井（应急安全出口），北回风井（应急安全	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
			出口）。 吴集北段通往地表的安全出口有 4 个，分别为：联合副井主要安全出口），辅助斜坡道（主要安全出口），南风井（应急安全出口），北风井（应急安全出口）。出口间距满足大于 30m。	
2	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。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.1.1 条	主要中段安全出口有辅助斜坡道、中段人行井，电梯井，回风井，进风井等。每个生产分段都有采区斜坡道、中段人行井等便于行人的安全出口。端部距离安全出口均未超过 1000m。	符合要求
3	作为主要安全出口的罐笼提升井，应装备 2 套相互独立的提升系统，或装备 1 套提升系统并设置梯子间。当矿井的安全出口均为竖井时，至少有一条竖井中应装备梯子间。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.1.3 条	1 号副井、联合副井、辅助斜坡道作为主要安全出口，1 号副井、联合副井为罐笼井，井筒内安装梯子间。	符合要求
4	破碎站、装矿皮带道和粉矿回收水平的安全出口。	安监总局[2015]第 75 号	辅助斜坡道作为溜破系统和胶带斜井安全出口。	符合要求
5	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。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.1.4 条	李楼南进风井、李楼北回风井、吴集南风井、吴集北风井作为应急安全出口，均设有梯子间；对于休息硐室可研未作要求。	下一阶段设计中需完善
6	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	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.21 条	可研设计电梯井井底标高-625m，提升井筒设置梯子间。 其他内容可研未作要求。	下一阶段设计中需完善

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
	底不应积水； ——曳引电动机、控制柜应接地，接地电阻不大于 2Ω。			
7	矿用电梯应符合下列规定： ——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；轿厢顶不应漏水。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.22 条	可研无相关要求。	下一阶段设计中需完善
8	出现下列情况之一，应对矿用电梯进行检验： ——安装、改造或者重大维修完成后； ——由于安全性能导致停用，再次使用前； ——停止使用 3 个月以上，再次使用前； ——距上次检验满 1 年。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.23 条	可研无相关要求。	下一阶段设计中需完善
9	电梯钢丝绳出现下列情况之一时应报废： ——笼状畸变、绳芯挤出、扭结、部分压扁、弯折或严重锈蚀； ——一个捻距内单股的断丝数大于 4 根； ——钢丝绳直径小于公称直径的 90%。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.24 条	可研无相关要求。	下一阶段设计中需完善
运输巷道				
1	行人的有轨运输巷道应设高度不小于 1.9m 的人行道，人行道宽度不小于 0.8m；机车、车辆高度超过 1.7m 时，人行道宽度不小于 1.0m。 调车场、人员乘车场、井底车场矿车摘挂钩处两侧应各设一条人行道，有效净高不小于 1.9m，人行道宽度不小于 1.0m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.2.5.1、6.2.5.2 条	可研无人行道的相关要求。	下一阶段设计中需完善
2	斜井内的带式输送机的一侧应设检修道，检修道宽度不小于 1.0m；输送机另一侧到斜井侧壁的宽度不小于 0.6m。当检修运输道和人	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.2.5.5 条	胶带斜井检修侧与人行道合并，斜井内设躲避硐室，间距为 50m，斜井内设踏步	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
	行道合并时，应设躲避硐室，其间距不大于 50m。		及扶手。	
3	行人的斜坡道应按下列要求设置人行道或躲避硐室：人行道的高度不小于1.9m，宽度不小于1.2m；躲避硐室的高度不小于 1.9m，深度和宽度均不小于 1.0m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.2.5.6 条	斜坡道硐口至-200m 中段长度 2589m 的区段，不设人行道，-200m 水平以下斜坡道布置在北翼，设人行道，人行道净宽 1.2m、净高 1.9m。	下一阶段设计中需完善
4	行人的无轨运输巷道应按下列要求设置人行道：人行道的高度不小于 1.9m，宽度不小于 1.2m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.2.5.6 条	可研无行人的无轨运输巷道人行道的相关要求。	下一阶段设计中需完善
5	在水平巷道、斜井和斜坡道中，运输设备之间、运输设备与巷道壁或者巷道内设施之间的间隙，应符合下列规定：有轨运输不小于 0.3m；无轨运输不小于 0.6m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.2.5.7 条	设计在斜坡道一侧设人行道，宽度不小于 1.2m，另一侧留不小于 0.6m 安全间隙。可研无其他相关要求。	下一阶段设计中需完善
6	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。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.2.8.6 条	可研明确对废弃的巷道应及时封闭，无其他相关要求。	下一阶段设计中需完善
支护				
1	在不稳固的岩层中掘进时应进行支护。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.2.7.2 条	可研要求对于竖井井筒局部穿过破碎带和断层采用钢筋混凝土支护，必要时进行注浆加固。 对于不稳固的采场顶板及掘进作业面采用喷锚、喷锚网及砌筑混凝土支护。 井下主要生产硐室均采用喷射或砌筑混凝土支护。	符合要求
防坠				
1	罐笼提升竖井与各水平的连接处应设置下列设施： 足够的照明及视频监视装置； 通往罐笼间的进出口设常闭安全	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.2.3.4 条	可研设计设计采用视频监控系统监控人员提升系统、提升人员出入场所；在井	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
	门，安全门只应在人员或车辆通过时打开； 井口周围应设置高度不小于 1.5m 的防护栏杆或金属网； 候罐平台等应设梯子和高度不小于 1.2m 的防护栏杆； 铺设轨道时设置阻车器； 井筒两侧的马头门应有人行绕道连通。		口及井下各阶段设声光安全信号系统，井口及马头门设平台安全防护装置；井口安全门为顶启式，安全门常闭。罐笼未停稳时，安全门不得打开；提升机控制系统与矿车操车机构、安全门等保护联锁控制。	
2	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。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.4.5 条	可研无相关要求。	下一阶段设计中需完善
3	在竖井、天井、溜井和漏斗口上方，或在坠落基准面 2m 以上作业，有发生坠落危险的，应设安全网等防护设施，作业人员应佩戴安全带。作业时，不应抛掷物件，不应上下层同时作业，并应设专人监护。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.4.6 条	可研无相关要求。	下一阶段设计中需完善
4	人行巷道的水沟盖板。	安监总局[2015]第 75 号	可研报告中无相关内容。	下一阶段设计中需完善
5	主溜井的安全检查通道。	安监总局[2015]第 75 号	可研报告中无相关内容。	下一阶段设计中需完善

3.2.4 保安矿柱稳定性

2025 年 8 月，长沙矿山研究院有限责任公司编制了《安徽开发矿业有限公司李楼铁矿深部矿体资源（-625m）岩石力学参数测试及开采稳定性研究与影响分析》《安徽开发矿业有限公司吴集铁矿北段深部矿体资源（-625m）岩石力学参数测试及开采稳定性研究与影响分析》，报告对深部开采水平隔离层矿柱留设方案进行了研究，并计算了稳定性。

可研设计-400m～-425m 设置水平隔离矿柱，高度 25m，-425m～

-625m 生产中段高度 100m，凿岩分段高度 25m，4 个凿岩分段构成一个生产中段。-625m～-650m 设置水平隔离矿柱，-650m～-750m 生产中段高度 100m，凿岩分段高度 25m，4 个凿岩分段构成一个生产中段。-750m～-825m 生产中段高度 75m，凿岩分段高度 25m，3 个凿岩分段构成一个生产中段。

（1）理论公式计算

K.B.鲁别涅依特公式：

根据力的独立作用和叠加原则，计算-525m 中段采空区顶板水平隔离层矿柱岩体自重和上覆岩层重量共同作用所产生的应力，并在理论分析计算中假设两个条件:

① 矿房长度大大超过其宽度;

② 矿房数量多，不考虑边界跨度影响。

根据此假设，把复杂的三维厚板计算问题简化为理想的平面弹性力学问题，然后建立岩体力学模型，如图 3.2-1 所示。由此建立力学公式，最终确定采空区顶板安全水平隔离层矿柱厚度。

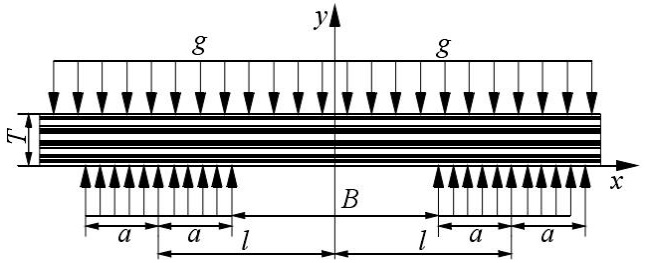


图3.2-1 基于K.B.鲁别涅依特公式的隔离层矿柱安全厚度计算模型

K.B.鲁别涅依特等人主要考虑到空区跨度及顶柱岩体特性强度及构造破坏特性对顶板安全水平隔离层矿柱厚度的影响，同时也考虑了上覆矿岩荷载和多因素微动扰的影响，提出了安全厚度计算公式如下：

$$T=K\frac{0.25RB^2+(R^2B^2+800\sigma_{n_d}g)^{\frac{1}{3}}}{98\sigma_{n_d}} \qquad (3.2\text{-}1)$$

式中：*T*—水平隔离层矿柱厚度，m；

K—安全系数，研究中参考取值 *K*=2；

R—隔离矿柱矿体容重，t/m^3；李楼矿区取 *R*=3.26，吴集北段矿区取 3.40；

B—采空区跨度，m。*B*=20m 带入计算；

s_{nd}= s_d/（$K_1 \cdot K_2$）—是在弯曲条件下考虑到强度安全系数 K_1 和结构削弱系数 K_2 条件下顶板强度极限，（MPa）；

K_1—强度安全系数，K_1=2~3，K_1=2；

K_2—结构削弱系数；K_2=7~10；值由岩石的特性（坚固性、夹层弱面、岩石裂隙特点等）所决定，在此 K_2=10；

s_d=(7~10)%·s_c 为弯曲条件下的岩石强度极限；

s_c—矿岩单轴抗压强度；s_c=160.52MPa；

g—上方覆岩对安全水平隔离层矿柱的压力，MPa。

采场矿房宽度初步按 20m 计，则计算出-525m 中段采空区顶板水平隔离层矿柱的厚度为：

表 3.2-3 基于 K.B.鲁别涅依特公式的水平隔离层矿柱安全厚度

	采空区跨度/m	采空区高度/m	水平隔离层矿柱厚度/m
李楼矿区	20	100	16.0
吴集北段矿区	20	100	15.8

厚跨比法：

从理论中推导可知：矿岩体处于弹性变形范围内的时候，厚跨比越大，水平隔离层矿柱就越偏稳定；但工程中水平隔离层矿柱厚度过大，将会造成过多的矿石损失。因此，应结合实际生产，确定厚跨比的最大取值。根据厚跨比理论与计算方法，由近似的水平投影跨度 *L*

和隔离层最薄处厚度 h，求出 $H/W\geq0.5$，不考虑顶板形态、荷载大小和性质。因平硐比拱形硐稳定性差，故取近似水平状态的 h/L 作为估算安全厚度的最小比值，引入安全系数 K，可得到不同安全条件下的采空区跨度与安全水平隔离层矿柱厚度之间的关系。由经验知 $h/KL\geq0.5$ 是安全的，即安全水平隔离层矿柱厚度与采空区的跨度之比要求大于或等于 0.5。其计算公式如下：

$$\frac{H}{KW}\geq0.5 \qquad (3.2\text{-}2)$$

式中：H—安全水平隔离层矿柱厚度，m；W—采空区跨度，m；K—安全系数，综合考虑该模型中 K 取 1.3，1.5，2.0 对比分析。至于安全系数问题，参照国内外露天边坡稳定性研究时的惯例确定。国内外矿山采用的安全系数通常为 K=1.15~1.30，矿体下盘的破碎带位于矿房和进路的端部，对隔离层的安全略有影响，安全系数取为 K=1.5~2.0。

采场矿房宽度初步按 20m 计，则计算出-525m 中段采空区顶板水平隔离层矿柱厚度为：

表 3.2-4 基于厚跨比法的水平隔离层矿柱安全厚度

	采空区跨度/m	采空区高度/m	水平隔离层矿柱厚度/m
李楼矿区	20	100	20.0
吴集北段矿区	20	100	20.0

研究报告采用 K.B.鲁别涅依特公式、厚跨比法、荷载传递交汇线法、材料力学法、结构力学简化梁理论以及平板梁理论计算水平隔离层矿柱厚度结果汇总如下表 3.2-5 所示。

表 3.2-5 各计算法的水平隔离层矿柱安全厚度

	李楼矿区	吴集北段矿区
K.B.鲁别涅依特公式	16.0	15.8
厚跨比法	20.0	20.0
荷载传递交汇线法	21.4	22.8
材料力学法	13.2	12.4
结构力学简化梁理论	13.2	12.8
平板梁理论	17.4	16.4

根据 K.B.鲁别涅依特公式、厚跨比法、荷载传递交汇线法、材料力学法、结构力学简化梁理论以及平板梁理论的计算结果综合分析，考虑到矿山安全设计应遵循保守原则，从理论方法层面初步确定水平隔离层矿柱厚度为：**李楼矿区 21.4m，吴集北段矿区 22.8m。**

（2）数值分析法计算

1）水平隔离层矿柱厚度设计方案

类比国内外同类型矿山水平隔离层矿柱厚度留设情况，结合李楼铁矿、吴集北段矿区深部矿体开采技术条件及理论公式计算结果，推荐如下三种水平隔离层矿柱方案。

方案一：-525m 中段上部预留 25m 作为水平隔离层矿柱，即-425m~-400m 水平范围间的矿体作为水平隔离层矿柱，数值模拟方案图如图 3.2-2 所示。

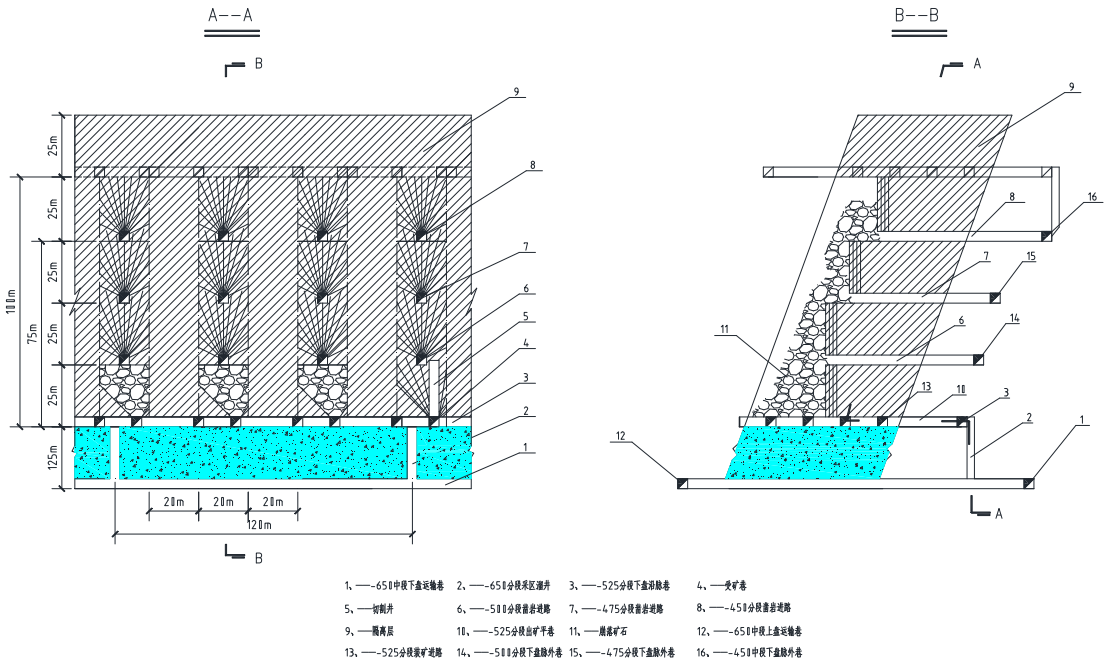


图 3.2-2　预留 25m 水平隔离层矿柱方案

方案二：上部预留 20m 作为水平隔离层矿柱，即-400m~-420m 水平范围内的矿体作为水平隔离层矿柱，数值模拟方案图如图 3.2-3 所示。

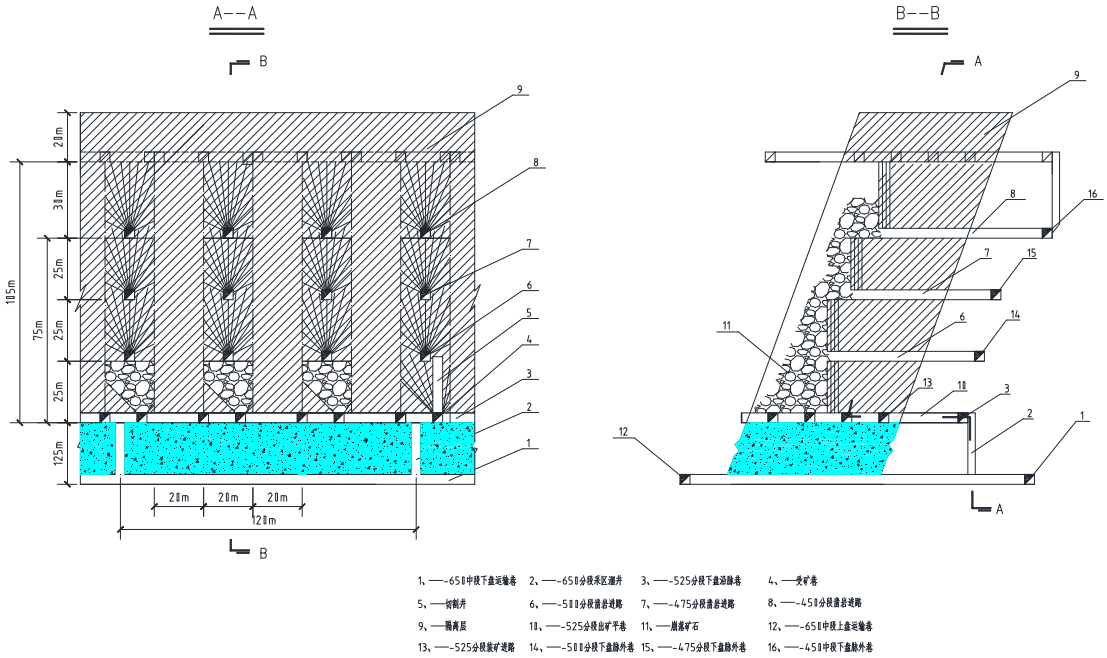


图 3.2-3　预留 20m 水平隔离层矿柱方案

方案三：上部预留 16m 作为水平隔离层矿柱，即-400m~-416m 水平范围内的矿体作为水平隔离层矿柱，数值模拟方案图如图 3.2-4 所示。

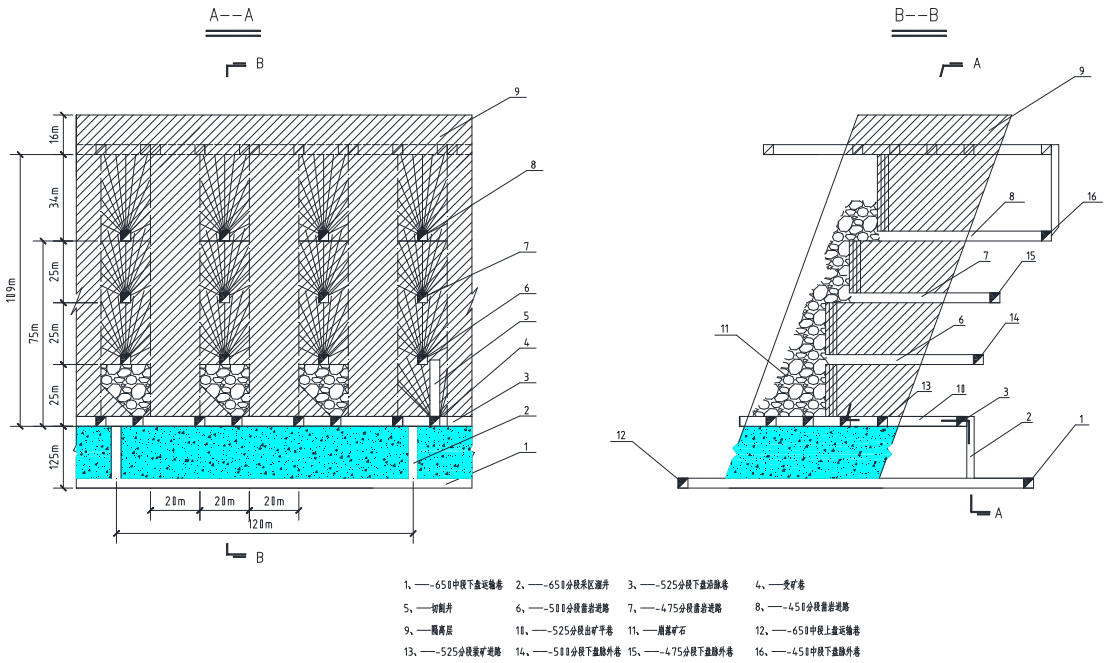


图 3.2-4 预留 16m 水平隔离层矿柱方案

2）数值计算模型构建

选用目前岩土和采矿行业应用广泛的大型有限差分法分析软件 FLAC3D 作为数值模拟分析的计算工具。

研究采场位于李楼铁矿、吴集北段矿区-525m 中段，研究区域共 8 个两步骤采场，单个采场跨度为 20m，长度为 60m，高度为中段高度，基于弹塑性力学理论-圣维南原理和建模的一般规则，围岩的尺寸应是开挖区域的 3~5 倍，如若模型尺寸太大，则使单元划分太多，影响计算速度，甚至计算机无法计算。因此，开挖区域最大尺寸为 160m，故整个计算模型尺寸可设计为 560m×560m×560m。该模型建立时设置 X 轴方向为矿体的倾向方向，Y 轴方向为矿体的走向方向。

根据以上建模依据，矿体、充填体、以及采场临近区域上下盘围岩均由六面体网格单元划分，单元尺寸为 1~4m，其他区域围岩由六面体和四面体混合网格单元划分，单元尺寸为 30m。模型单元总数为 109844 个，节点总数为 909968 个。

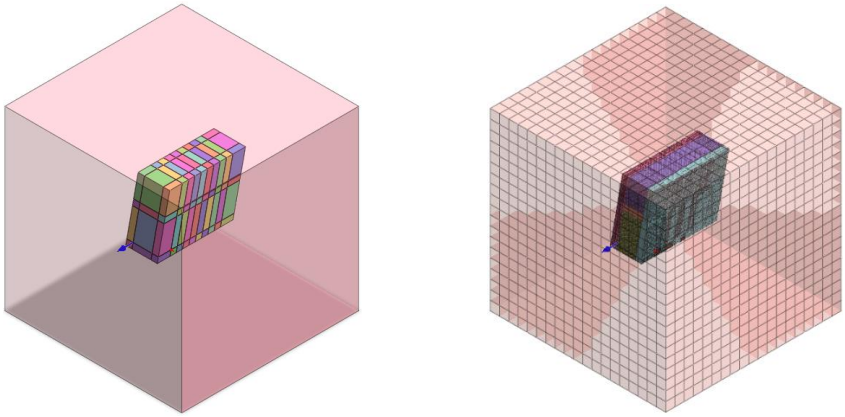


图 3.2-5　三维几何模型（左）及网格模型（右）

3）矿岩物理力学参数

表 3.2-6 李楼铁矿充填体和修正矿岩力学参数表

力学参数		片麻岩	镜铁矿	大理岩	充填体 1	充填体 2	充填体 3
密度/（g/cm³）		2.69	3.26	2.70	1.78	1.77	1.75
抗压强度/MPa		13.49	43.37	14.12	3.33	2.45	0.93
抗拉强度/MPa		0.30	1.86	0.28	0.69	0.33	0.12
变形试验	弹性模量/GPa	4.49	31.62	10.12	0.8	0.6	0.4
	泊松比	0.27	0.20	0.24	0.30	0.31	0.33
抗剪试验	粘聚力/MPa	3.54	8.20	4.06	0.5	0.3	0.17
	内摩擦角/°	34.69	35.37	30.21	42	39	37

表 3.2-7 吴集北段充填体和修正矿岩力学参数表

力学参数		黑云斜长片麻岩	磁铁矿	充填体 1	充填体 2	充填体 3
密度/（g/cm³）		2.92	3.19	1.78	1.77	1.75
抗压强度/MPa		25.67	42.46	3.33	2.45	0.93
抗拉强度/MPa		0.62	1.77	0.69	0.33	0.12
变形试验	弹性模量/GPa	10.49	31.07	0.8	0.6	0.4
	泊松比	0.24	0.20	0.30	0.31	0.33
抗剪试验	粘聚力/MPa	5.54	8.15	0.5	0.3	0.17
	内摩擦角/°	35.04	35.27	42	39	37

4）李楼矿区数值计算结果分析

①最大不平衡力分析

经过数值仿真计算及数据处理，获取了李楼铁矿深部-525m 中段部分采场仿真回采过程中最大不平衡力的波动曲线，详细情况如下图所示。

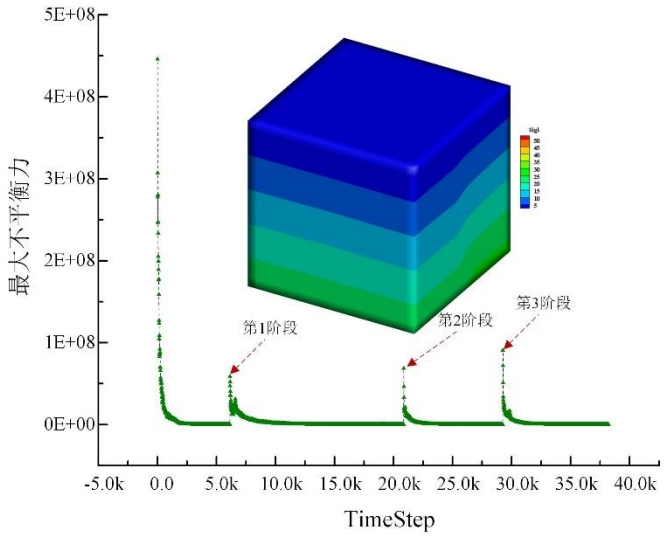


图 3.2-6　厚度 16m 模型采场开挖后最大不平衡力分布

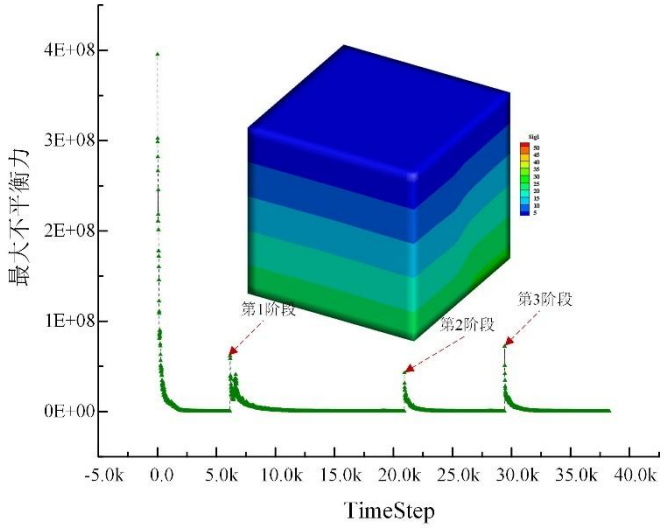


图 3.2-6　厚度 20m 模型采场开挖后最大不平衡力分布

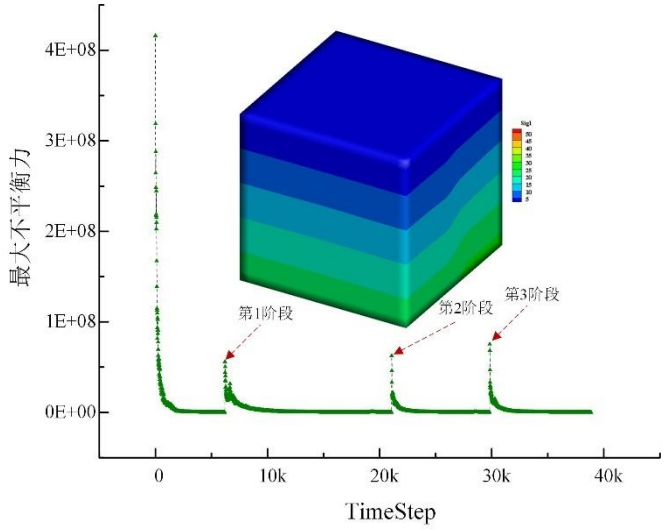


图 3.2-7　厚度 25m 模型采场开挖后最大不平衡力分布

由上述图形可以看出，16m、20m 及 25m 水平隔离层矿柱厚度模型回采过程中，各阶段最大不平衡峰值及变化情况如图 3.2-9 所示。数据结果显示：

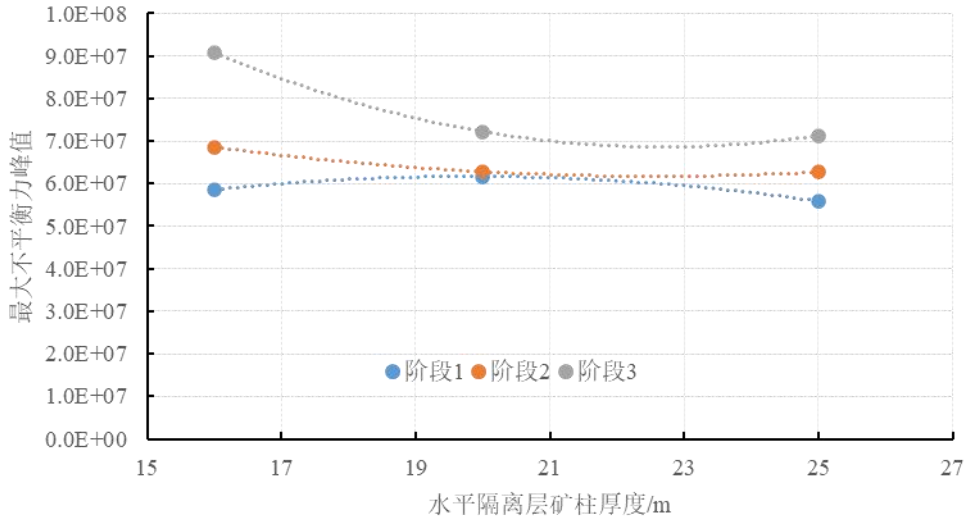


图 3.2-8　三组方案不平衡力峰值分布

第 1 和第 2 阶段回采过程中，因采场回采矿量一致，3 组模型最大不平衡力峰值趋近一致，表明其地压活动情况相近；

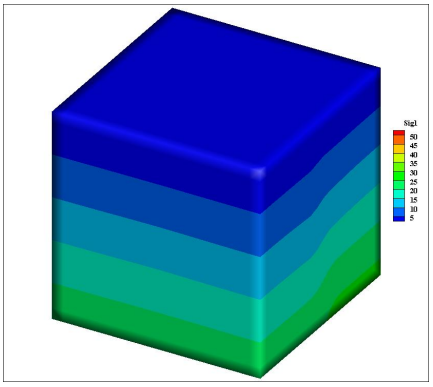
第 3 阶段采场回采后，16m 厚度模型相对其他两组模型的最大不平衡力峰值发生大幅增长。其中，相对 20m 厚度水平隔离层矿柱模型增长了 26%，相对 25m 厚度水平隔离层矿柱模型增长了 27%，表明该模型采场回采过程中地压活动加剧；

第 3 阶段采场回采后，20m 和 25m 厚度水平隔离层矿柱模型的不平衡力峰值相近，表明继续增长水平隔离层矿柱厚度对地压活动控制效果并不显著，同时矿柱回收难度大，极易造成矿体资源浪费。

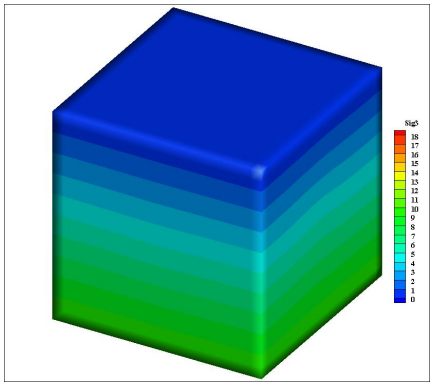
综合上述分析结果，从最大不平衡力角度可初步判定出-525m 中段顶板水平隔离层矿柱厚度宜设计为 20m。

②第一、三主应力场分析

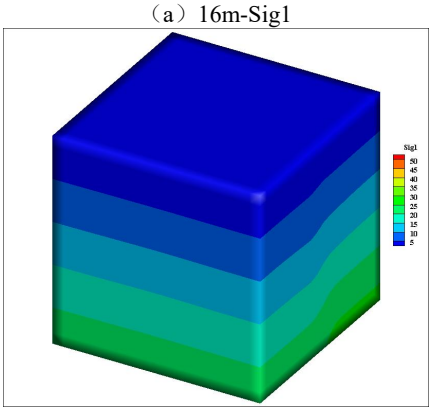
李楼铁矿水平隔离层矿柱厚度三维数值模型应力场的变动反映了各阶段采场开挖过程中原岩应力场的扰动情况。应力场扰动分析主要是分析第一主应力场（Sig1）和第三主应力场（Sig3），其中，第一主应力场反映了矿岩内部压应力积聚情况，第三主应力则主要是观测空区周边矿岩的拉伸情况。在本文研究中规定压应力为“+”，拉应力为“-”，应力云图等值线数值单位均为 MPa。3 组方案隔离矿柱主应力分布云图及最大压/拉应力统计结果分别如图和表所示。



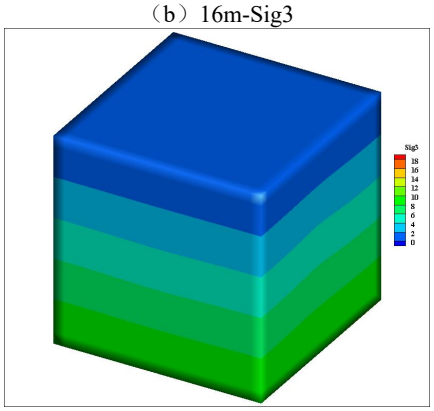
（a）16m-Sig1



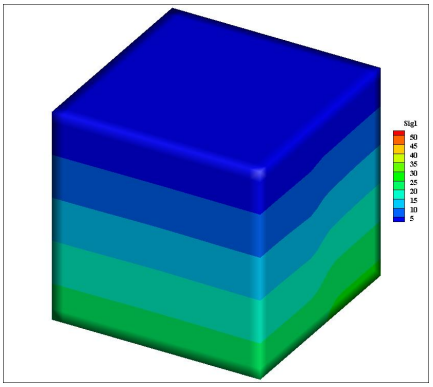
（b）16m-Sig3



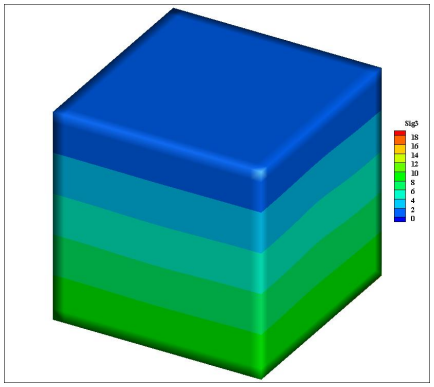
（c）20m-Sig1



（d）20m-Sig3

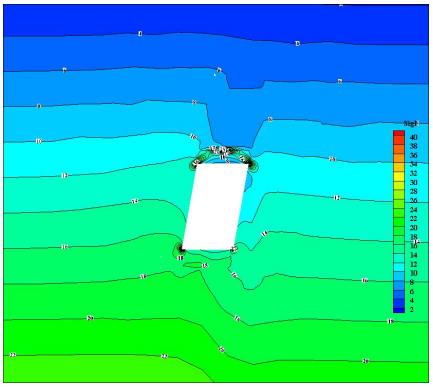


（e）25m-Sig1

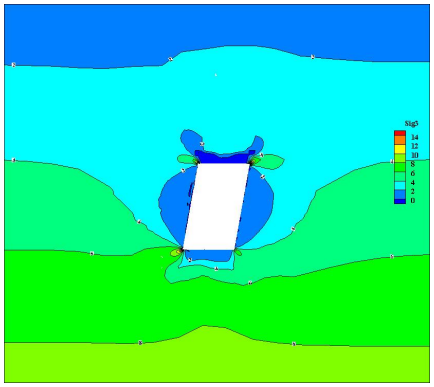


（f）25m-Sig3

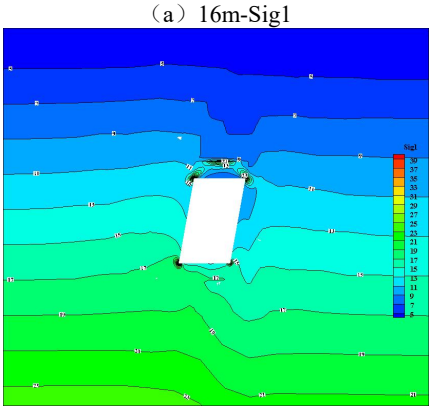
图 3.2-9　3 组厚度模型采场回采后第一和第三主应力场



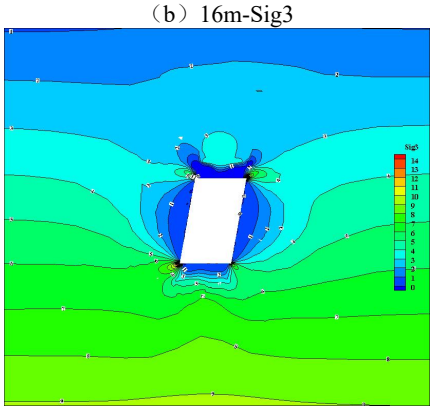
（a）16m-Sig1



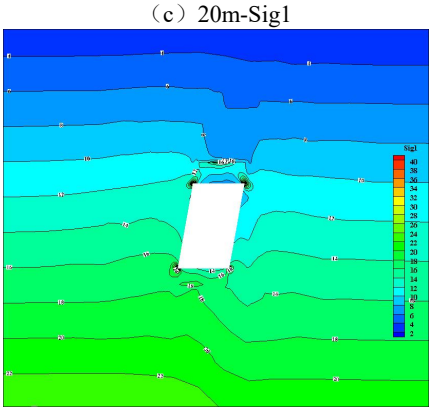
（b）16m-Sig3



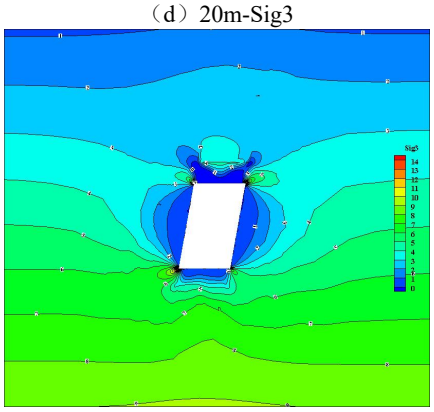
（c）20m-Sig1



（d）20m-Sig3

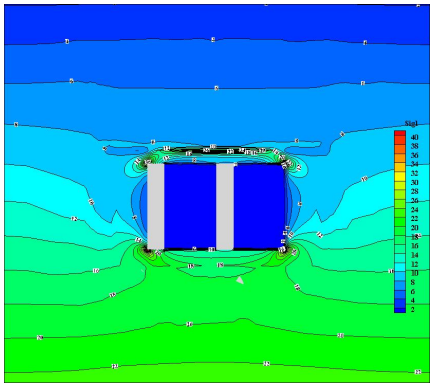


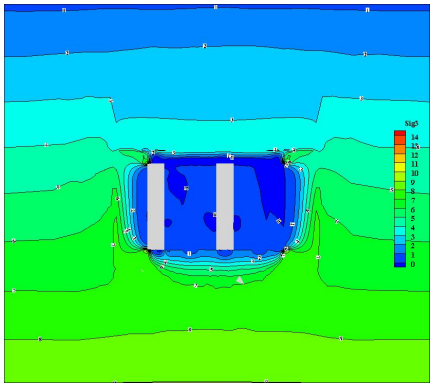
（e）25m-Sig1

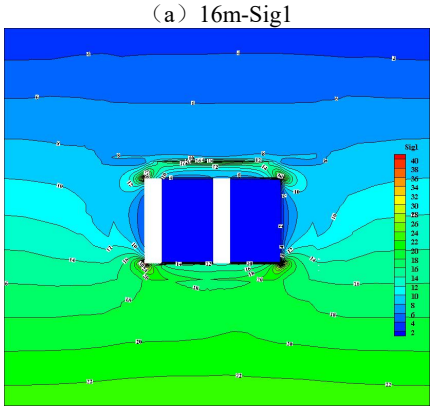


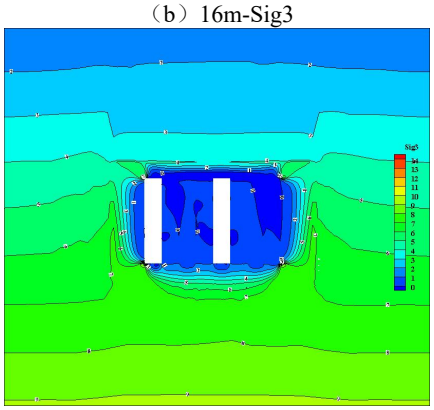
（f）25m-Sig3

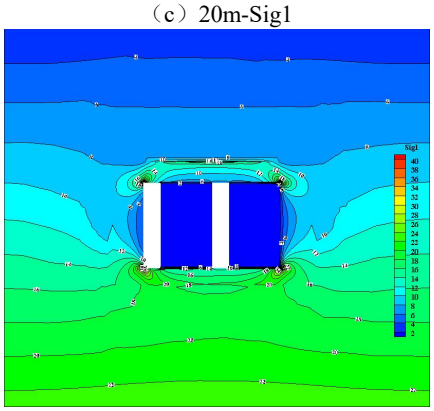
图3.2-10　3组厚度模型采场回采后垂直走向剖面第一和第三主应力场


（a）16m-Sig1


（b）16m-Sig3


（c）20m-Sig1


（d）20m-Sig3


（e）25m-Sig1

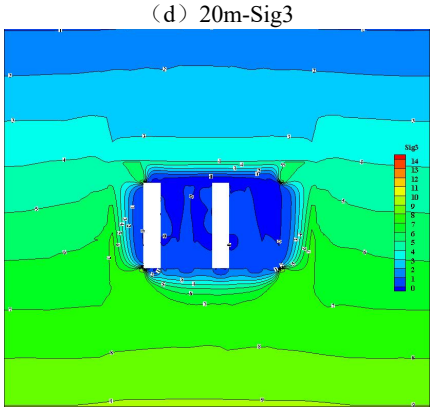

（f）25m-Sig3

图 3.2-11 3 组厚度模型采场回采后平行走向剖面第一和第三主应力场

表 3.2-8　三组方案回采完成后模型整体主应力场分布

厚度方案	第一主应力值/MPa	第三主应力值/MPa
16m	-0.18~51.21	-0.76~19.16
20m	-0.19~51.27	-0.66~19.21
25m	-0.18~51.40	-0.65~19.33

依据 3 组模型第 1~3 阶段采场回采后图形显示的第一、第三主应力分布情况及其应力值分布区间，做如下分析：

每组水平隔离层矿柱厚度模型中，随着 1~3 阶段的采场完成回采

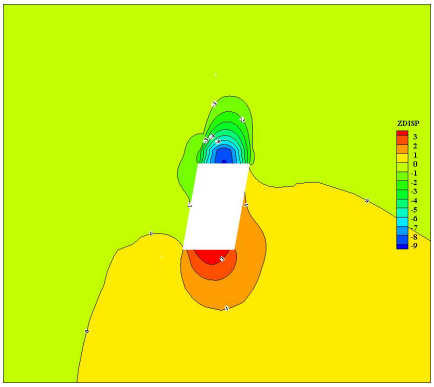
作业，其第一、第三主应力场变化显著，具体表现为模型第一主应力峰值即最大压应力发生大幅增长，其主要分布区域为采场顶底板肩窝角处，水平隔离层矿柱内部压应力整体上尚未达到承压极限，同时模型空区顶底板处发生岩体承拉现象；

因整个回采过程中的产出矿量一致，三组方案的第一主应力场即压应力在局部区域的积聚程度整体一致，但受顶板水平隔离层矿柱厚度影响，其承受拉伸荷载的大小存在差异，尤其是 16m 厚度模型的拉应力大小十分接近矿岩的承拉极限（0.76MPa），极大程度上容易引发顶板发生拉伸破坏甚至失稳，而 20m 和 25m 厚度模型所承受的拉伸荷载小于矿岩的承拉极限。

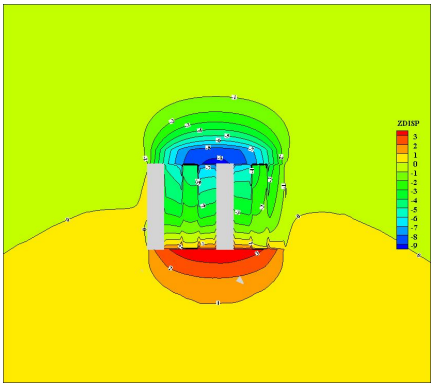
综合上述分析结果，从第一、第三主应力场角度可判定出-525m 中段顶板水平隔离层矿柱厚度宜设计为 20m，但仍需加强局部节理裂隙发育区的顶板管理工作，并及时充填采空区。

③位移场分析

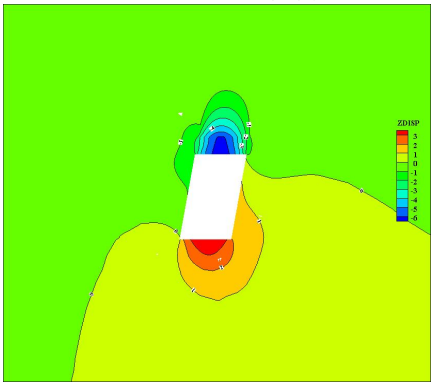
在李楼铁矿-525m 中段三维数值分析模型中，位移场的改变反映了第 1~3 阶段回采过程中采场周边水平隔离层矿柱的岩层移动情况。一般情况下，位移场分析主要分析岩体的位移量及位移变化趋势。考虑到水平隔离层矿柱主要以沉降位移为主，故本节对矿柱的水平方向位移不做单独分析。3 组方案水平隔离层矿柱位移分布云图及最大位移量分别如图和表所示，位移云图等值线的数值单位均为 cm。



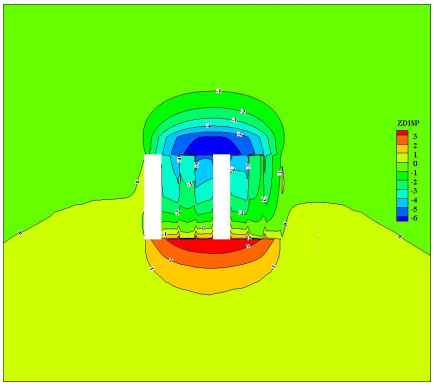
（a）16m-垂直走向



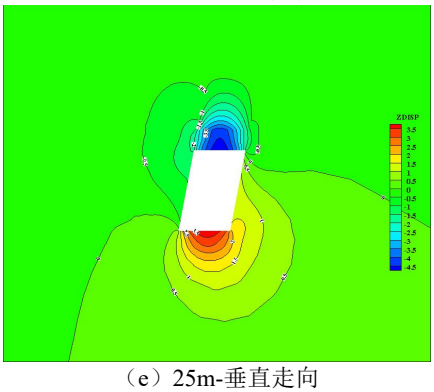
（b）16m-平行走向



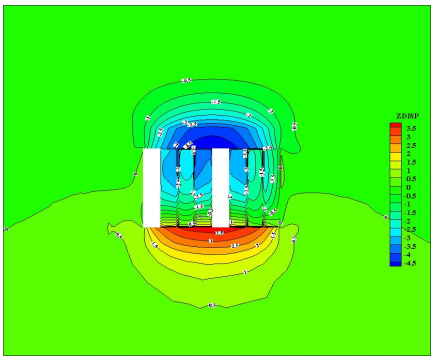
（c）20m-垂直走向



（d）20m-平行走向

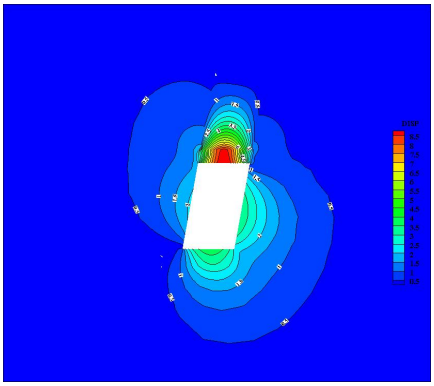


（e）25m-垂直走向

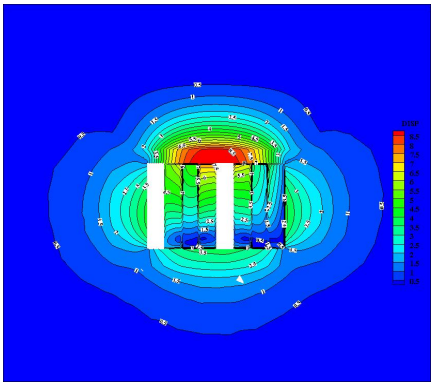


（f）25m-平行走向

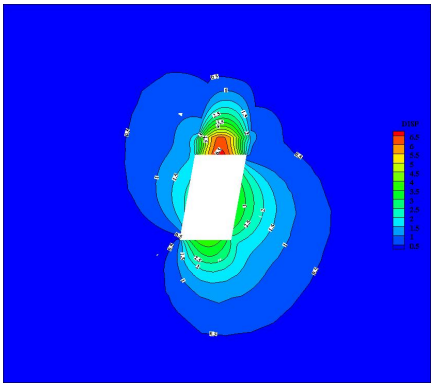
图 3.2-13　3 组跨度模型第 1~3 阶段回采后水平隔离层矿柱的沉降位移



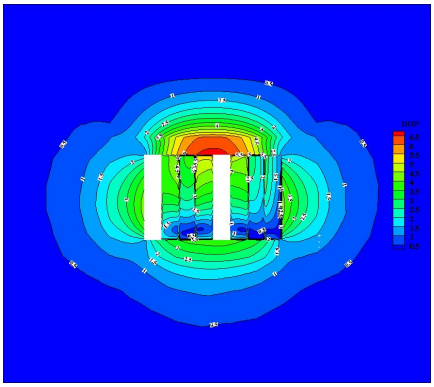
（a）16m-垂直走向



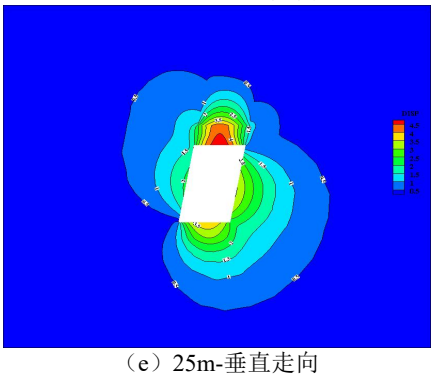
（b）16m-平行走向



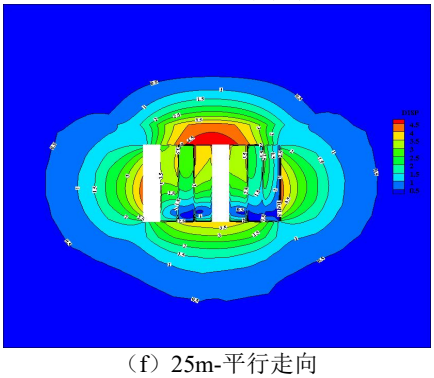
（c）20m-垂直走向



（d）20m-平行走向



（e）25m-垂直走向



（f）25m-平行走向

图 3.2-12　3 组跨度模型第 1~3 阶段回采后水平隔离层矿柱的总位移

表 3.2-9　第 1~3 阶段回采过程中水平隔离层矿柱的最大位移量

隔离矿柱水平厚度方案	最大沉降位移量/cm			最大总位移量/cm		
	第 1 阶段	第 2 阶段	第 3 阶段	第 1 阶段	第 2 阶段	第 3 阶段
16m	1.50	4.59	9.13	4.47	4.61	9.22
20m	1.34	3.43	6.71	4.48	3.46	6.74
25m	1.20	2.90	4.93	4.50	2.94	4.96

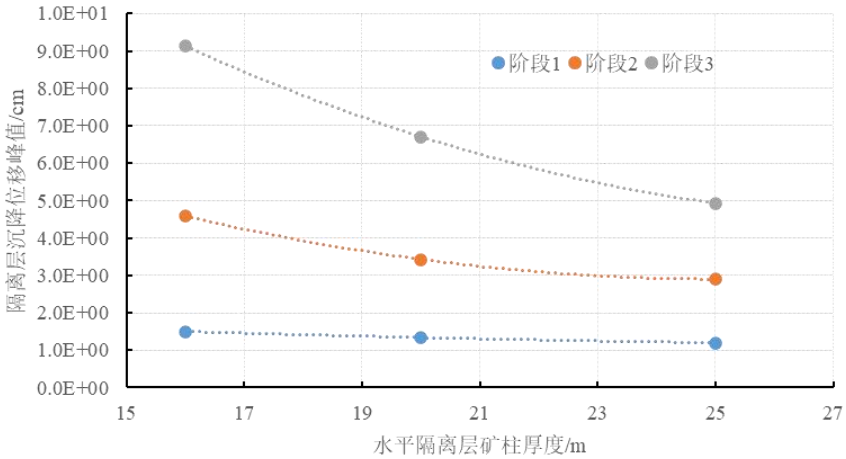


图 3.2-13 第 1~3 阶段回采过程中水平隔离层矿柱沉降位移峰值分布

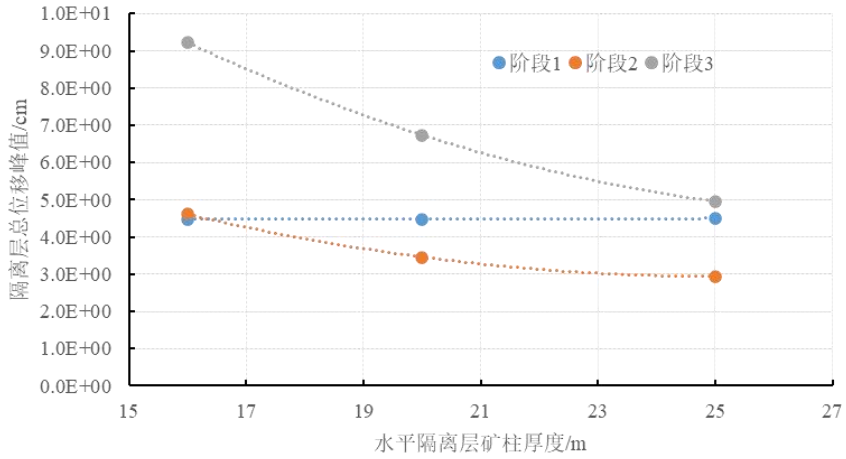


图 3.2-14　第 1~3 阶段回采过程中水平隔离层矿柱总位移峰值分布

依据 3 组模型第 1~3 阶段采场回采过程中云图显示的水平隔离层矿柱位移分布情况和最大位移量统计结果，做如下分析：

第 1 阶段采场回采后，受采空区顶板暴露影响，水平隔离层矿柱在上覆充填体、矿岩以及自身的重力荷载作用下发生岩层移动，且整体以沉降变形为主，但此时采空区顶板暴露面积相对较小，加之二步骤采场矿体对上覆水平隔离层矿柱的支承作用较强，故水平隔离层矿柱并未出现大幅度的移动变形；

第 2 阶段采场回采后，水平隔离层矿柱开始由部分第 3 阶段采场和支撑能力较弱的第 1 阶段采场充填体支撑，其岩层移动变形加剧，具体表现为隔离矿柱临空面位移量发生较大幅度增长，且因矿柱厚度不同，3 组模型呈现出差异明显的位移场分布状态，即 16m 隔离矿柱岩移程度最大，20m 隔离矿柱次之，25m 隔离矿柱岩移程度最小；

第 3 阶段采场回采后，水平隔离层矿柱全部由支撑能力较弱的充填体支撑，3 组模型岩移程度进一步加剧，表明此阶段为水平隔离层矿柱最容易发生失稳的开采阶段；

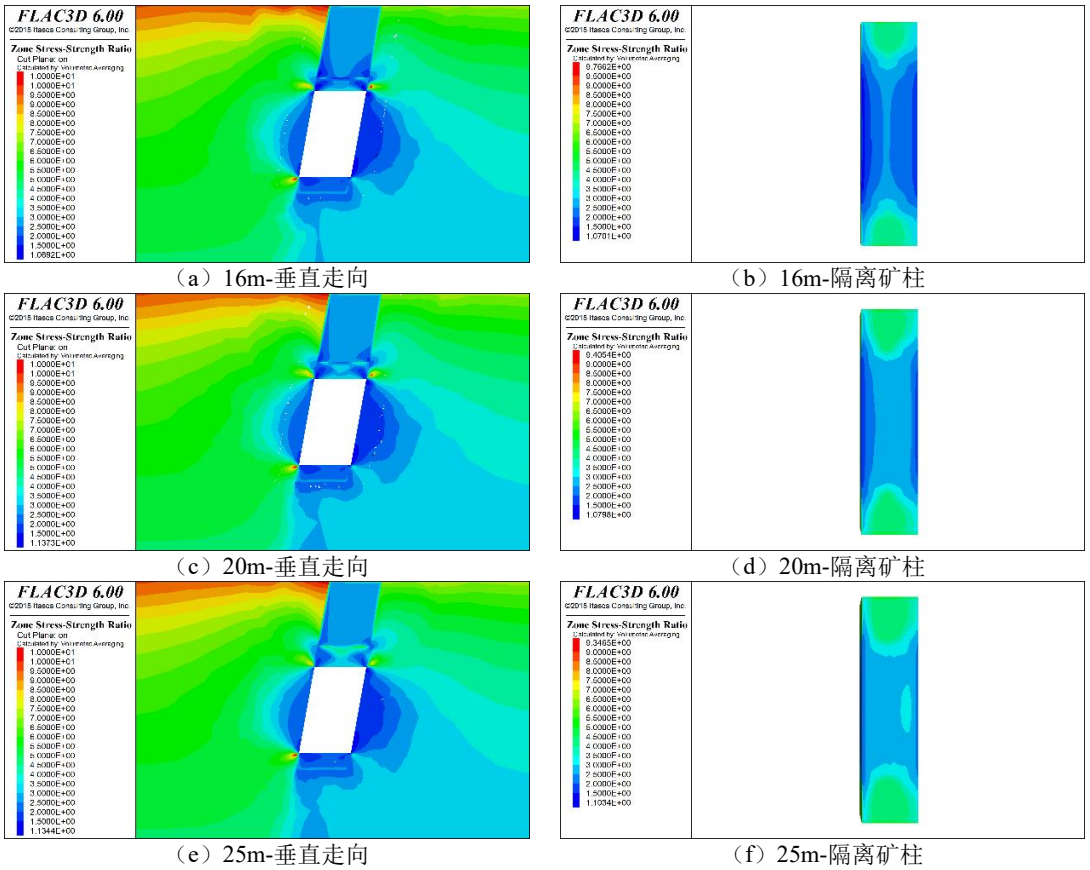
从位移量的变化趋势来看，水平隔离层矿柱厚度由 20m 减少至 16m 后，矿柱位移量增长趋势加快，此时水平隔离层矿柱位移量发生快速增长，意味着 16m 水平隔离层矿柱承载上覆充填体和矿岩的能力

大幅降低，极大程度上容易发生垮塌。

综合上述分析结果，从位移场角度可判定出-525m 中段顶板水平隔离层矿柱厚度宜设计为 20m，但仍需加强水平隔离层矿柱的位移监测工作，并及时充填采空区。

④等效安全系数分析

在 FLAC3D 摩尔-库伦计算本构模型中，可将应力-强度比（SSR），作为当前应力状态接近失效的局部指标，若当前应力状态处于剪切破坏状态时，则 SSR=1，一般情况下，SSR 的上限设置为 10。因此，在研究中可将应力-强度比（SSR）设置为等效安全系数，进而分析开挖过程中采场周边矿岩的安全状态。16m、20m 以及 25m 模型 3 阶段采场回采过程中的等效安全系数分布情况如下图所示。



（a）16m-垂直走向　（b）16m-隔离矿柱

（c）20m-垂直走向　（d）20m-隔离矿柱

（e）25m-垂直走向　（f）25m-隔离矿柱

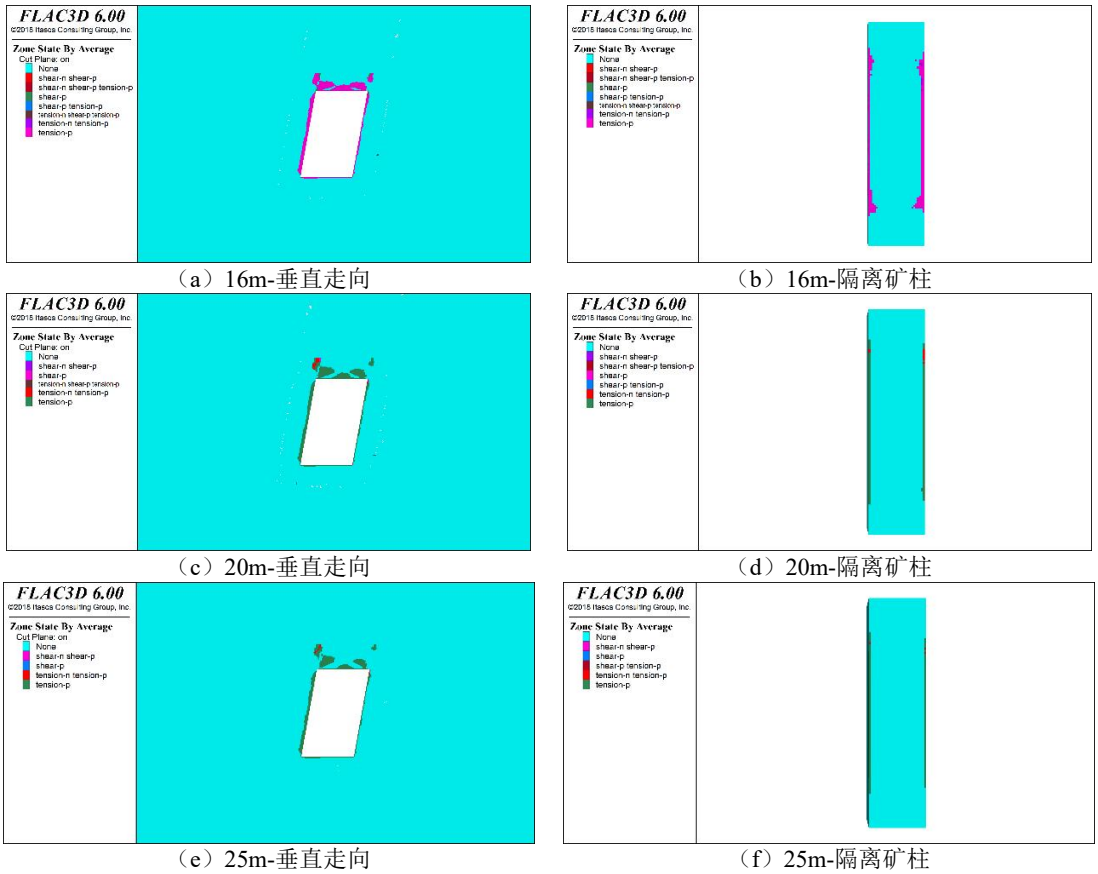
图 3.2-15　3 组水平隔离层矿柱厚度模型等效安全系数

矿岩的等效安全系数分布云图显示：从等效安全系数数值来看，3

组模型第 1~3 阶段采场回采过程中，水平隔离层矿柱矿岩的应力-强度比均保持在极限平衡状态以上，即 SSR＞1，说明了水平隔离层矿柱均处于相对较为稳定的状态。但整体来看，16m 水平隔离层矿柱等效安全系数趋近于 1 的分布范围明显大于 20m 和 25m 模型，同时其等效安全系数的极小值排序也是处于三组模型末端位置，因而在三组模型中其安全性相对最差。

⑤塑性区分析

由塑性区判据可知，采场矿体被开挖后，空区周边矿岩开始经历弹性变形阶段，当变形超过弹性变形后便进入塑性变形阶段。因此，可根据矿岩所产生的塑性区范围的大小以及塑性区是否相互贯通来评判岩体发生失稳破坏。16m、20m 以及 25m 水平隔离层矿柱模型第 1~3 阶段采场回采后的塑性区分布情况如下图所示。



（a）16m-垂直走向　（b）16m-隔离矿柱

（c）20m-垂直走向　（d）20m-隔离矿柱

（e）25m-垂直走向　（f）25m-隔离矿柱

图 3.2-16　3 组水平隔离层矿柱厚度模型塑性区分布

依据 3 组模型第 1~3 阶段采场回采过程中云图显示的塑性区分布结果，做如下分析：

第 1 阶段采场回采后，采空区顶板暴露面积相对较小，加之二步骤采场矿体对上覆水平隔离层矿柱的支承作用较强，故水平隔离层矿柱并未出现大规模的正在剪切塑性破坏区（Shear-n）和正在拉伸塑性破坏区（Tension-n），同时，空区之间也未显现塑性区贯通，因而均处于较稳定状态；

第 2 阶段采场回采后，水平隔离层矿柱主要由部分第 3 阶段采场和支撑能力较弱的第 1 阶段采场充填体支撑，故顶板水平隔离层矿柱因厚度不同而呈现出差异明显的塑性区分布状态，即 16m 厚度的水平隔离层矿柱显现出小范围的正在拉伸塑性破坏区（Tension-n），而其他两组模型塑性破坏程度并不显著，说明 16m 厚度条件下的水平隔离层矿柱不足以支撑上覆充填体和矿岩的重力荷载；

第 3 阶段采场回采后，水平隔离层矿柱全部由支撑能力较弱的充填体支撑，3 组模型塑性区的分布差异进一步扩大，即 16m 厚度水平隔离层矿柱的塑性破坏程度及范围进一步加剧和扩大，甚至出现了较大范围的塑性扰动区贯通，此时采空区顶板的自稳能力差，容易发生较大范围垮塌失稳，而 20m 和 25m 模型水平隔离层矿柱的塑性扰动区并未贯通，采空区顶板的仍具有一定的自稳能力。

综合上述最大不平衡力、第一和第三主应力场、位移场、等效安全系数以及塑性区等分析结果可知，为避免采场空区发生失稳，李楼铁矿-525m 中段顶部的水平隔离层矿柱厚度宜设置为 20~25m。但仍需控制水平隔离层矿柱暴露时间，确保空区得以及时充填，尽量避免水平隔离层矿柱因长时间暴露而引发岩体失稳。

基于上述理论公式计算和数值分析结果，考虑到实际工程适应性

以及后期回收的可行性，同时避免水平隔离层矿柱因部分区域节理裂隙发育而发生局部失稳，最终推荐李楼铁矿-525m 中段顶部的水平隔离层矿柱厚度设置为 25m。但仍需控制水平隔离层矿柱暴露时间，及时充填采空区，灵活调整回采顺序，避免因空区长时间暴露而引发水平隔离层矿柱失稳。

隔离层矿柱回收时采用小结构参数的两步骤房柱充填法，并充以高强度充填体。回采前对隔离层矿柱回收进行专项研究论证，并对隔离层上下部各采场充填体进行检测，确保隔离层回采的安全。

4）吴集北段矿区数值计算结果分析

①最大不平衡力分析

最大不平衡力是指 FLAC3D 数值计算模型迭代过程中产生的系统内外力之差，直观上反应了矿山井下开采活动对原岩应力场的扰动程度。结合吴集铁矿（北段）水平隔离层矿柱厚度设计方案来看，虽然 3 组厚度参数方案对应模型的采场回采矿量及回采方法一致，但因隔离层厚度不同，同样可能引发水平隔离层矿柱产生不同程度的地压活动。经过数值仿真计算及数据处理，获取了吴集铁矿深部-525m 中段部分采场仿真回采过程中最大不平衡力的波动曲线，详细情况如下图所示。

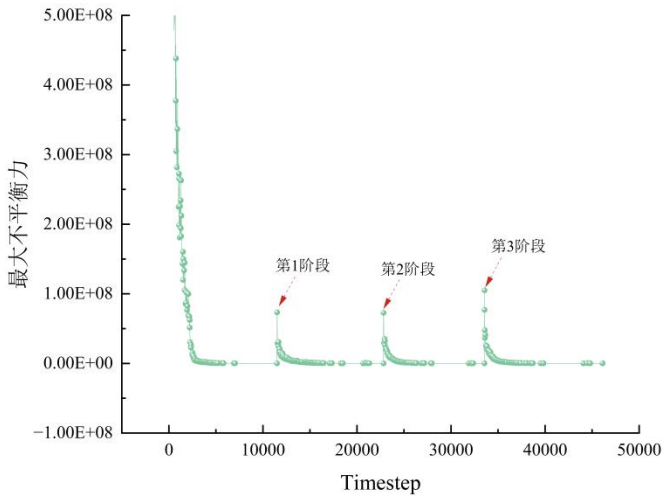


图 3.2-17　厚度 16m 模型采场开挖后最大不平衡力分布

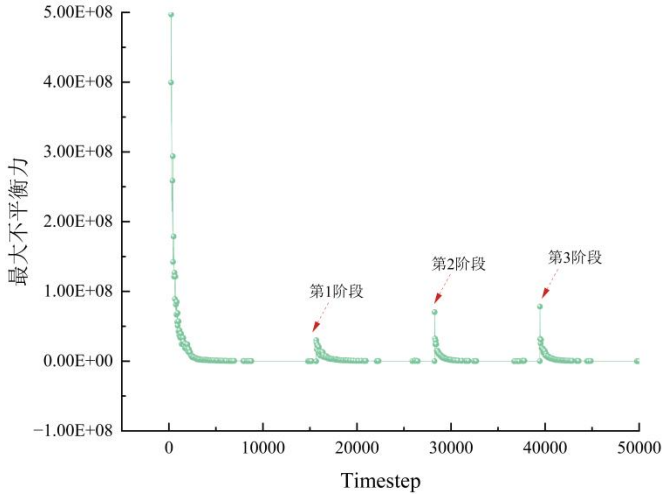


图 3.2-18　厚度 20m 模型采场开挖后最大不平衡力分布

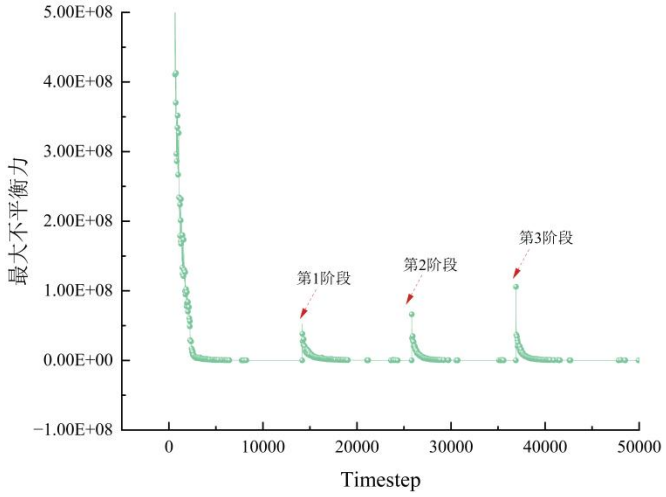


图 3.2-19　厚度 25m 模型采场开挖后最大不平衡力分布

由上述图形可以看出，16m、20m 及 25m 水平隔离层矿柱厚度模型回采过程中，各阶段最大不平衡峰值及变化情况如图所示。数据结果显示：

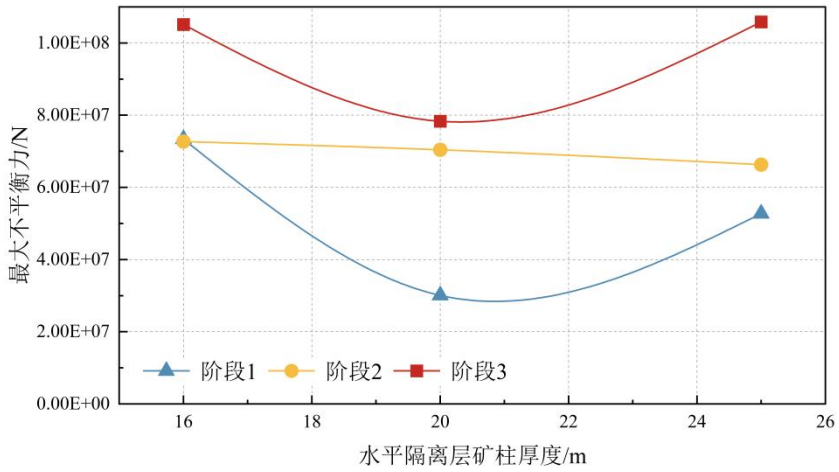


图 3.2-20　各阶段最大不平衡峰值及变化情况

在第 1 阶段回采过程中，16m、20m 和 25m 三种水平隔离层矿柱厚度模型的最大不平衡力呈现显著差异性。具体表现为：相较于稳定性表现最佳的 20m 厚度模型，16m 和 25m 模型的最大不平衡力峰值分别上升 243.9%及 175.3%。这一显著差异表明，第 1 阶段回采过程中，20m 厚度的隔离层矿柱能更有效地维持采场地压系统的相对平衡，其诱发的围岩扰动程度显著低于其他两组模型，展现出更优的结构稳定性；

进入第 2 阶段回采后，三组模型的最大不平衡力峰值呈现收敛趋势，数值趋于接近。值得注意的是，随着隔离层厚度的增加（从 16m 到 25m），最大不平衡力并未出现预期的显著降低，反而呈现出微弱的递减趋势。此现象揭示：在此特定回采阶段，不同厚度隔离层下的地压活动强度与特征趋于相似。数值结果明确显示，继续增加水平隔离层矿柱厚度（超过 20m） 对于进一步抑制该阶段的地压活动或提升其控制效果并无显著、积极的作用；

第 3 阶段采场回采完成后，模型最大不平衡力随隔离层厚度变化的规律重现了第一阶段的主要特征。与稳定性基准（20m 模型）相比，16m 和 25m 模型的最大不平衡力峰值再次出现大幅跃升，增幅分别达

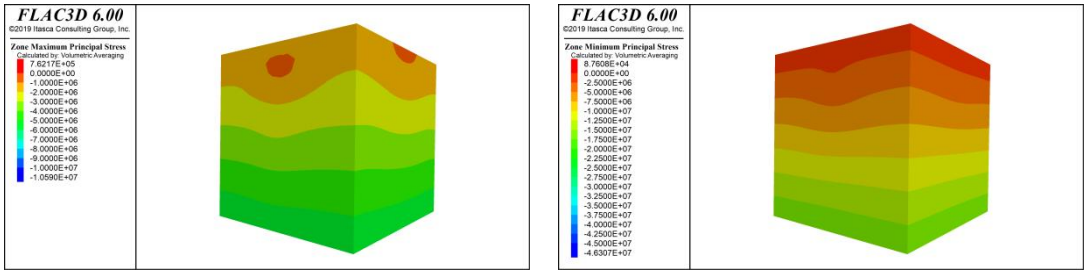
到 134.2%和 135.1%。这再次确认了在临近结束的回采阶段，20m 厚度的隔离层矿柱依然能提供相对更稳定的地压环境，其控制围岩扰动的效能明显优于过薄（16m）或过厚（25m）的设计方案；

纵观三个阶段，16m 与 25m 厚度模型相对于 20m 基准模型的最大不平衡力峰值均呈现显著增加态势（第 1 阶段增幅尤为剧烈）。这清晰地表明：偏离 20m 这一厚度（无论是减薄或增厚）均会导致地压活动加剧，稳定性下降。25m 厚矿柱方案虽然在部分阶段表现略优于 16m 方案，但其地压控制效果相较于 20m 方案并无优势（尤其在关键的第一和第三阶段表现更差）。此外，过厚的矿柱（如 25m）在后期回收时技术难度显著增大，回采率低，极易造成矿体资源浪费。

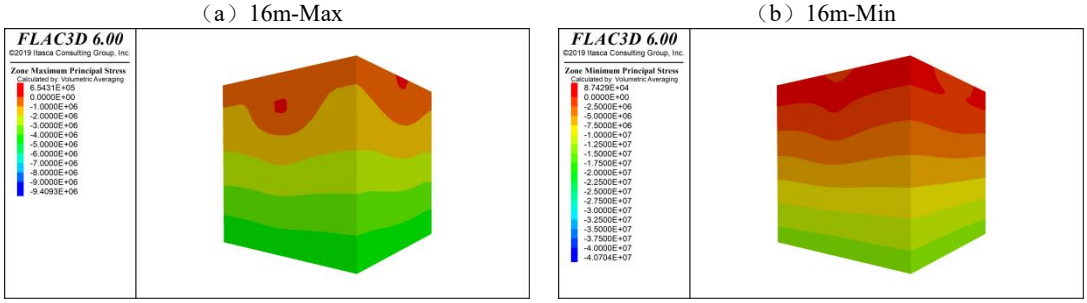
综合上述基于最大不平衡力指标的数值模拟分析结果，可以初步判定并建议：在-525m 中段顶板水平隔离层矿柱的设计中，20m 是相对最优的厚度选择。该厚度在三个阶段均展现出最佳的地压活动稳定性（表现为最低的不平衡力峰值），能有效控制采动扰动；同时，相比更厚的方案（25m），它在确保安全的前提下更有利于矿柱资源的充分回收，避免了不必要的资源浪费，在安全性与经济性之间取得了较好的平衡。

②第一、三主应力场分析

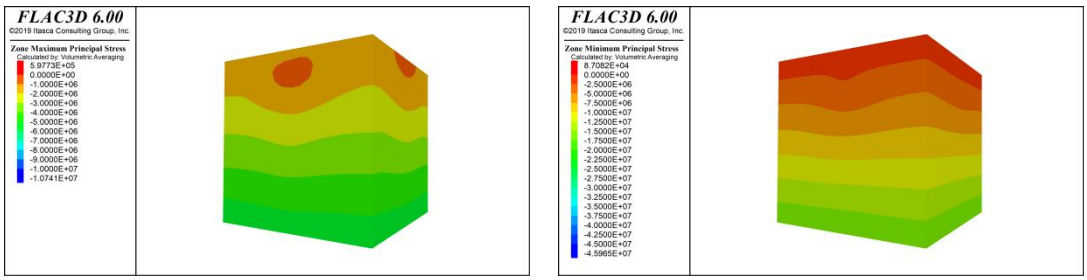
吴集铁矿（北段）水平隔离层矿柱厚度三维数值模型应力场的变动反映了各阶段采场开挖过程中原岩应力场的扰动情况。应力场扰动分析主要是分析第一主应力场（sig1）和第三主应力场（sig3），其中，第一主应力场反映了矿岩内部压应力积聚情况，第三主应力则主要是观测空区周边矿岩的拉伸情况。在本文研究中规定压应力为“+”，拉应力为“-”，应力云图等值线数值单位均为 MPa。3 组方案隔离矿柱主应力分布云图及最大压/拉应力统计结果分别如图和表所示。



（a）16m-Max　　（b）16m-Min

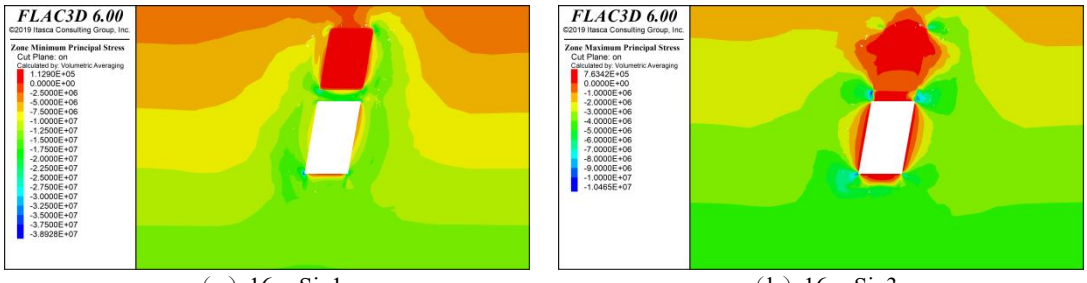


（c）20m-Max　　（d）20m-Min

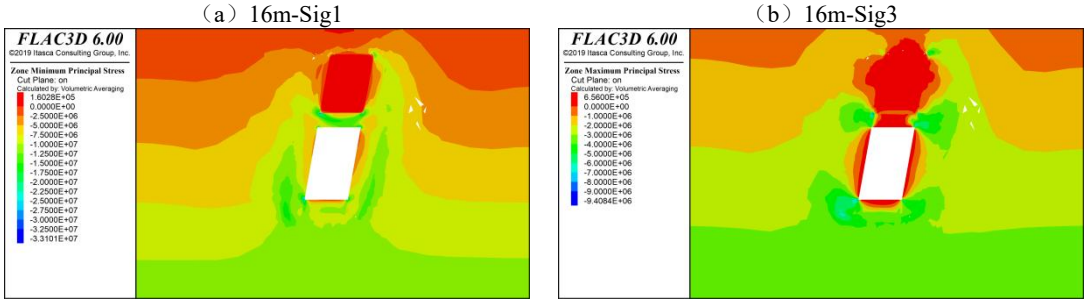


（e）25m-Max　　（f）25m-Min

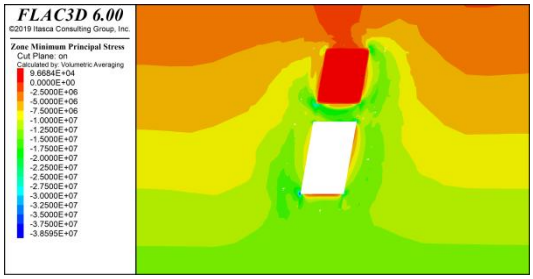
图 3.2-21　3 组厚度模型采场回采后第一和第三主应力场



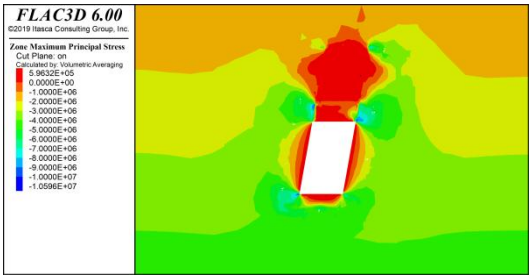
（a）16m-Sig1　　（b）16m-Sig3



（c）20m-Sig1　　（d）20m-Sig3

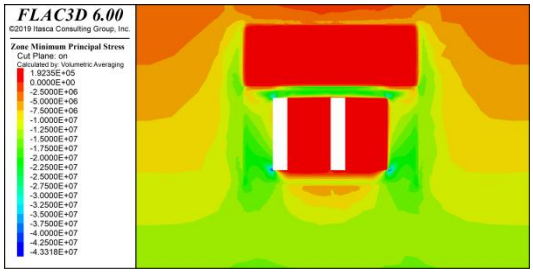


（e）25m-Sig1

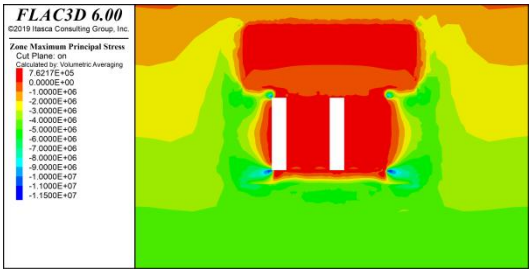


（f）25m-Sig3

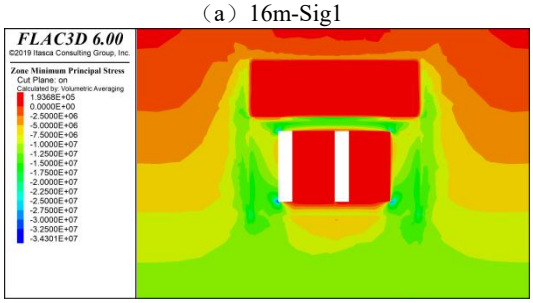
图 3.2-22　3 组厚度模型采场回采后垂直走向剖面第一和第三主应力场



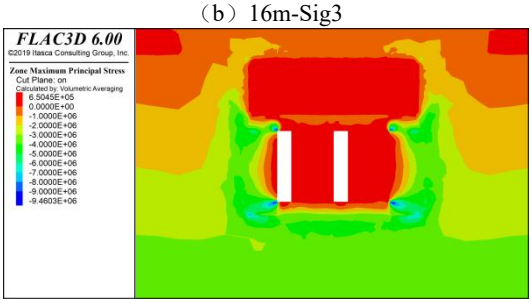
（a）16m-Sig1



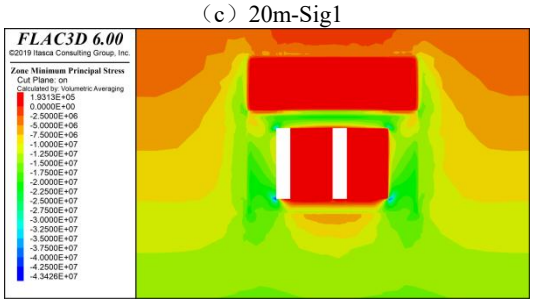
（b）16m-Sig3



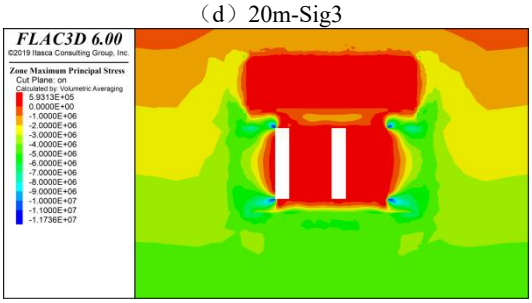
（c）20m-Sig1



（d）20m-Sig3



（e）25m-Sig1



（f）25m-Sig3

图 3.2-23　3 组厚度模型采场回采后平行走向剖面第一和第三主应力场

表 3.2-10　三组方案回采完成后模型整体主应力场分布

厚度方案	最大主应力/MPa	最小主应力/MPa
16m	-0.087~46.3	-0.762~10.59
20m	-0.0874~40.7	-0.65~9.4
25m	-0.087~45.9	-0.59~10.74

依据 3 组模型第 1~3 阶段采场回采后图形显示的第一、第三主应力分布情况及其应力值分布区间，做如下分析：

每组水平隔离层矿柱厚度模型中，随着 1~3 阶段的采场完成回采作业，其第一、第三主应力场变化显著，具体表现为模型第一主应力

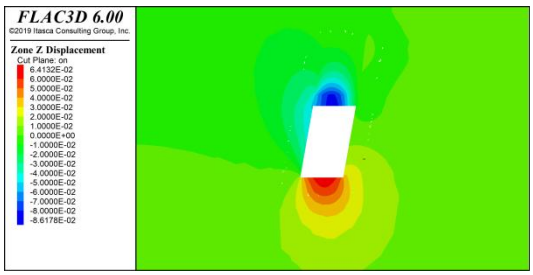
峰值即最大压应力发生大幅增长，其主要分布区域为采场顶底板肩窝角处，水平隔离层矿柱内部压应力整体上尚未达到承压极限，同时模型空区顶底板处发生岩体承拉现象；

因整个回采过程中的产出矿量一致，三组方案的第一主应力场即压应力在局部区域的积聚程度整体一致，但受顶板水平隔离层矿柱厚度影响，其承受拉伸荷载的大小存在差异，尤其是 16m 厚度模型的拉应力大小十分接近矿岩的承拉极限，薄矿柱（16m）因刚度不足引发顶板弯矩效应强化,极大程度上容易引发顶板发生拉伸破坏甚至失稳，而 20m 和 25m 厚度模型所承受的拉伸荷载小于矿岩的承拉极限。

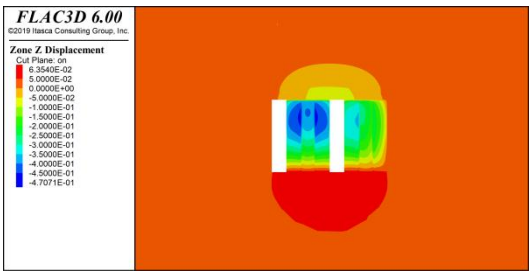
综合上述分析结果，从第一、第三主应力场角度可判定出-525m 中段顶板水平隔离层矿柱厚度宜设计为 20m，但仍需加强局部节理裂隙发育区的顶板管理工作，并及时充填采空区。

③位移场分析

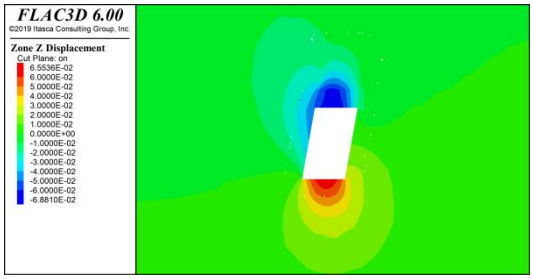
在吴集铁矿-525m 中段三维数值分析模型中，位移场的改变反映了第 1~3 阶段回采过程中采场周边水平隔离层矿柱的岩层移动情况。一般情况下，位移场分析主要分析岩体的位移量及位移变化趋势。考虑到水平隔离层矿柱主要以沉降位移为主，故本节对矿柱的水平方向位移不做单独分析。3 组方案水平隔离层矿柱位移分布云图及最大位移量分别如图和表所示，位移云图等数值单位均为 m。



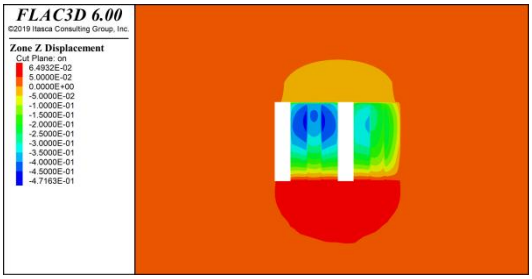
（a）16m-垂直走向



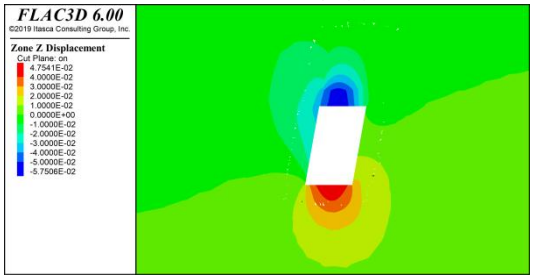
（b）16m-平行走向



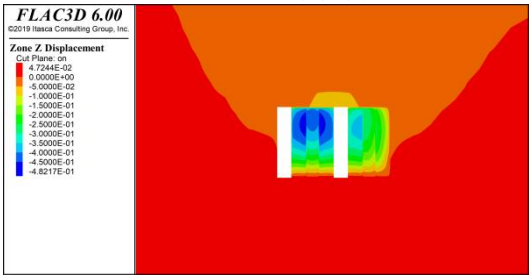
（c）20m-垂直走向



（d）20m-平行走向

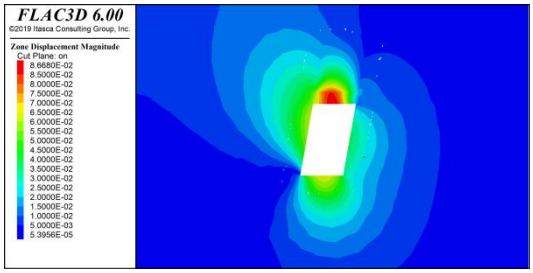


（e）25m-垂直走向

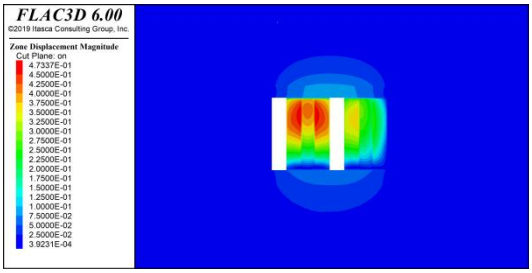


（f）25m-平行走向

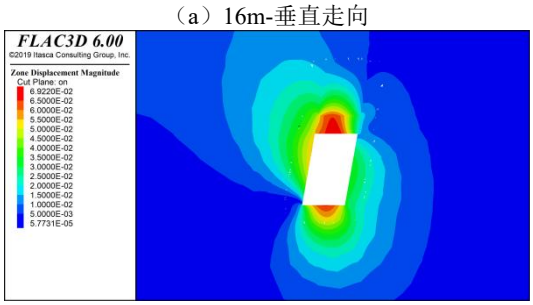
图 3.2-24　3 组跨度模型第 1~3 阶段回采后水平隔离层矿柱的沉降位移



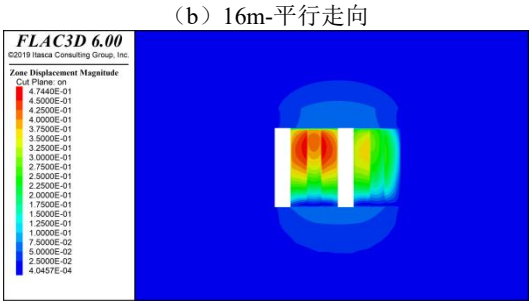
（a）16m-垂直走向



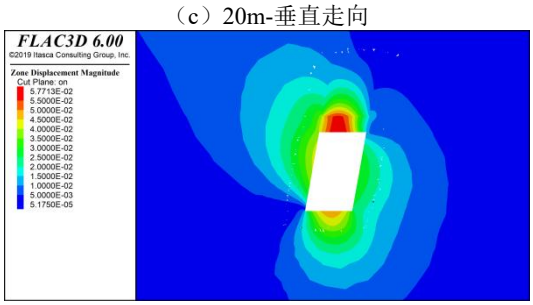
（b）16m-平行走向



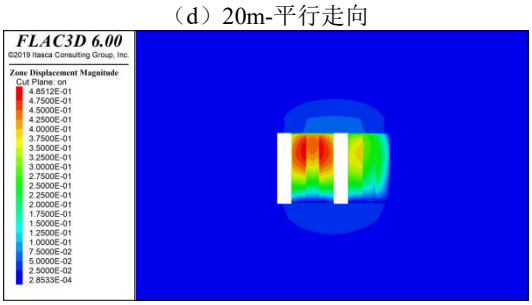
（c）20m-垂直走向



（d）20m-平行走向



（e）25m-垂直走向



（f）25m-平行走向

图 3.2-25　3 组跨度模型第 1~3 阶段回采后水平隔离层矿柱的总位移

表 3.2-11　第 1~3 阶段回采过程中水平隔离层矿柱的最大位移量

隔离矿柱水平厚度方案	最大沉降位移量/cm			最大总位移量/cm		
	第 1 阶段	第 2 阶段	第 3 阶段	第 1 阶段	第 2 阶段	第 3 阶段
16m	1.799	4.35	8.88	1.920	4.376	8.931
20m	1.705	3.725	6.992	1.769	3.744	7.032
25m	1.123	3.154	5.865	1.173	3.162	5.885

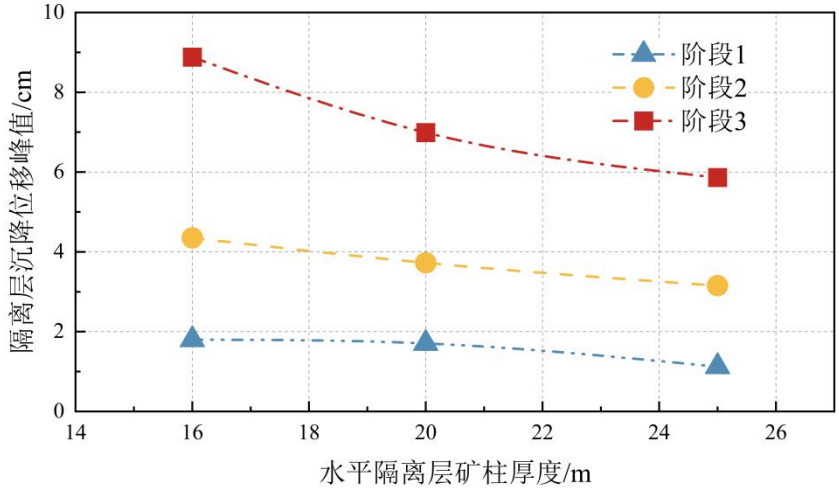


图 3.2-26 第 1~3 阶段回采过程中水平隔离层矿柱沉降位移峰值分布

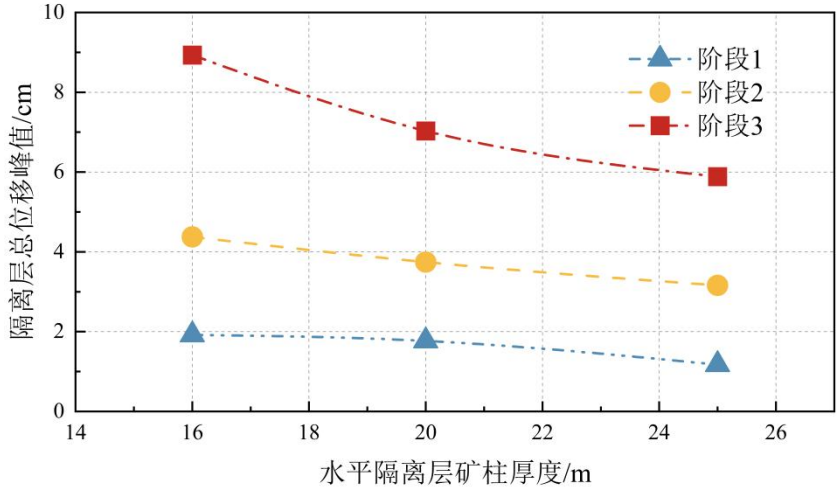


图 3.2-27　第 1~3 阶段回采过程中水平隔离层矿柱总位移峰值分布

依据 3 组模型第 1~3 阶段采场回采过程中云图显示的水平隔离层矿柱位移分布情况和最大位移量统计结果，做如下分析：

第 1 阶段采场回采后，受采空区顶板暴露影响，水平隔离层矿柱在上覆充填体、矿岩以及自身的重力荷载作用下发生岩层移动，且整

体以沉降变形为主，但此时采空区顶板暴露面积相对较小，且二步骤采场矿体提供强力侧向约束，有效抑制了岩移发展；

第 2 阶段采场回采后，水平隔离层矿柱开始由部分第 3 阶段采场和支撑能力较弱的第 1 阶段采场充填体支撑，其岩层移动变形加剧，具体表现为隔离矿柱临空面位移量发生较大幅度增长，且因矿柱厚度不同，3 组模型呈现出"薄柱强剪切，厚柱弱沉降"的分异规律，即 16m 隔离矿柱岩移程度最大，20m 隔离矿柱次之，25m 隔离矿柱岩移程度最小；

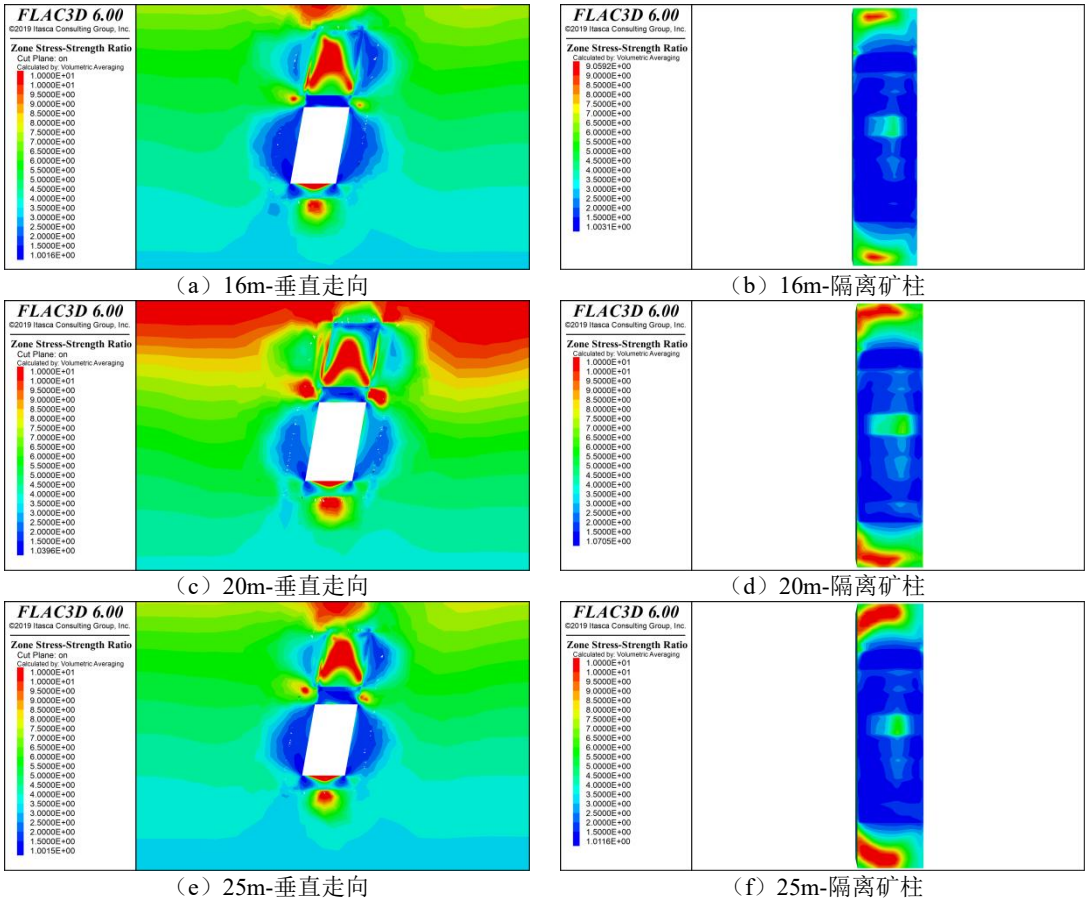
第 3 阶段采场回采后，水平隔离层矿柱全部由支撑能力较弱的充填体支撑，3 组模型岩移程度进一步加剧，表明此阶段为水平隔离层矿柱最容易发生失稳的开采阶段；

从位移量的变化趋势来看，水平隔离层矿柱厚度由 20m 减少至 16m 后，矿柱位移量增长趋势加快，此时水平隔离层矿柱位移量发生快速增长，意味着 16m 水平隔离层矿柱承载上覆充填体和矿岩的能力大幅降低，极大程度上容易发生垮塌。

综合上述分析结果，从位移场角度可判定出-525m 中段顶板水平隔离层矿柱厚度宜设计为 20m，但仍需加强水平隔离层矿柱的位移监测工作，并及时充填采空区。

④等效安全系数分析

在 FLAC3D 摩尔-库伦计算本构模型中，可将应力-强度比（SSR），作为当前应力状态接近失效的局部指标，若当前应力状态处于剪切破坏状态时，则 SSR=1，一般情况下，SSR 的上限设置为 10。因此，在研究中可将应力-强度比（SSR）设置为等效安全系数，进而分析开挖过程中采场周边矿岩的安全状态。16m、20m 以及 25m 模型 3 阶段采场回采过程中的等效安全系数分布情况如下图所示。



（a）16m-垂直走向　（b）16m-隔离矿柱

（c）20m-垂直走向　（d）20m-隔离矿柱

（e）25m-垂直走向　（f）25m-隔离矿柱

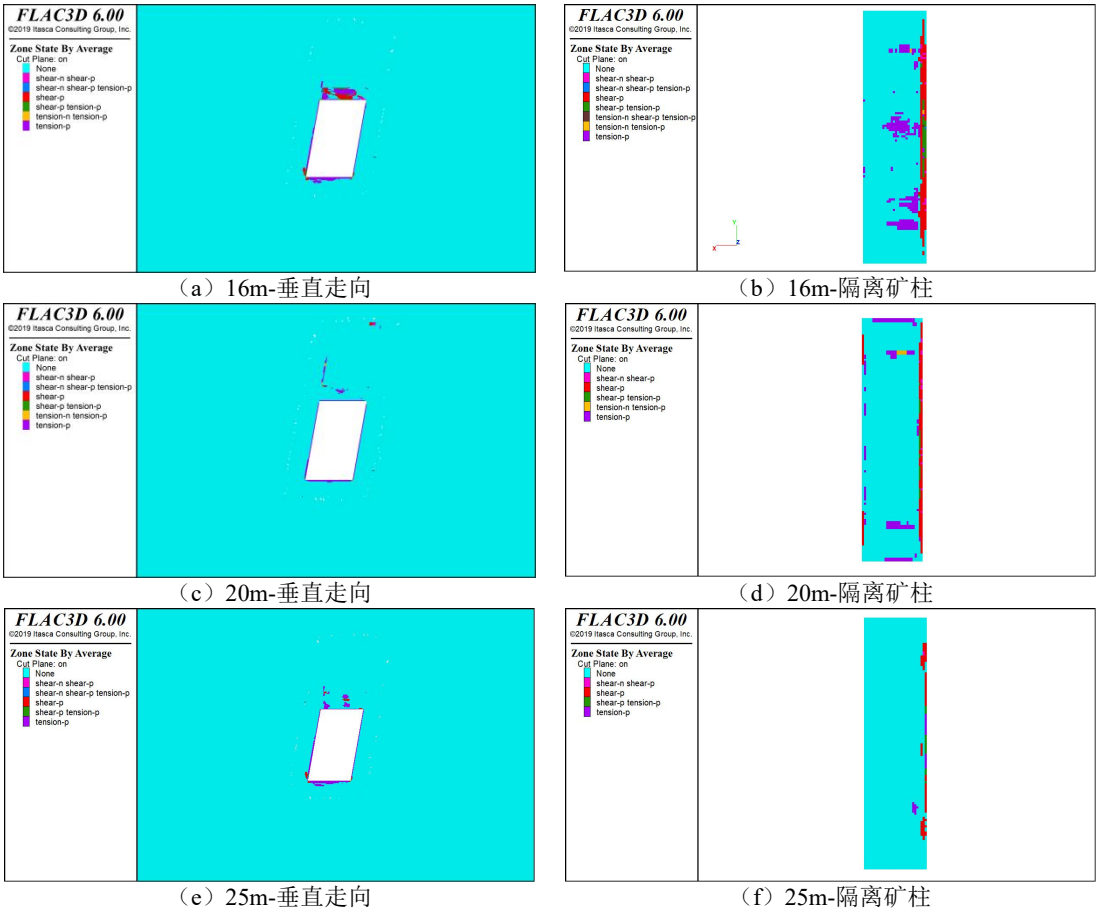
图 3.2-28 3 组水平隔离层矿柱厚度模型等效安全系数

矿岩的等效安全系数分布云图显示：从等效安全系数数值来看，3 组模型第 1~3 阶段采场回采过程中，水平隔离层矿柱矿岩的应力-强度比均保持在极限平衡状态以上，即 SSR＞1，说明了水平隔离层矿柱均处于相对较为稳定的状态。但整体来看，16m 水平隔离层矿柱等效安全系数趋近于 1 的分布范围明显大于 20m 和 25m 模型，同时其等效安全系数的极小值排序也是处于三组模型末端位置，因而在三组模型中其安全性相对最差。

⑤塑性区分析

由塑性区判据可知，采场矿体被开挖后，空区周边矿岩开始经历弹性变形阶段，当变形超过弹性变形后便进入塑性变形阶段。因此，可根据矿岩所产生的塑性区范围的大小以及塑性区是否相互贯通来评

判岩体发生失稳破坏。16m、20m 以及 25m 水平隔离层矿柱模型第 1~3 阶段采场回采后的塑性区分布情况如下图所示。



（a）16m-垂直走向　（b）16m-隔离矿柱

（c）20m-垂直走向　（d）20m-隔离矿柱

（e）25m-垂直走向　（f）25m-隔离矿柱

图 3.2-29　3 组水平隔离层矿柱厚度模型塑性区分布

依据 3 组模型第 1~3 阶段采场回采过程中云图显示的塑性区分布结果，做如下分析：

第 1 阶段采场回采后，采空区顶板暴露面积相对较小，加之二步骤采场矿体对上覆水平隔离层矿柱的支承作用较强，故水平隔离层矿柱并未出现大规模的正在剪切塑性破坏区（Shear-n）和正在拉伸塑性破坏区（Tension-n），同时，空区之间也未显现塑性区贯通，因而均处于较稳定状态；

第 2 阶段采场回采后，水平隔离层矿柱主要由部分第 3 阶段采场和支撑能力较弱的第 1 阶段采场充填体支撑，故顶板水平隔离层矿柱

因厚度不同而呈现出差异明显的塑性区分布状态，即 16m 厚度的水平隔离层矿柱显现出小范围的正在拉伸塑性破坏区（Tension-n），而其他两组模型塑性破坏程度并不显著，说明 16m 厚度条件下的水平隔离层矿柱不足以支撑上覆充填体和矿岩的重力荷载；

第 3 阶段采场回采后，水平隔离层矿柱全部由支撑能力较弱的充填体支撑，3 组模型塑性区的分布差异进一步扩大，即 16m 厚度水平隔离层矿柱的塑性破坏程度及范围进一步加剧和扩大，甚至出现了较大范围的塑性扰动区贯通，此时采空区顶板的自稳能力差，容易发生较大范围垮塌失稳，而 20m 和 25m 模型水平隔离层矿柱的塑性扰动区并未贯通，采空区顶板的仍具有一定的自稳能力。

综合上述最大不平衡力、第一和第三主应力场、位移场、等效安全系数以及塑性区等分析结果可知，为避免采场空区发生失稳，吴集铁矿-525m 中段顶部的水平隔离层矿柱厚度宜设置为 20~25m。但仍需控制水平隔离层矿柱暴露时间，确保空区得以及时充填，尽量避免水平隔离层矿柱因长时间暴露而引发岩体失稳。

基于上述理论公式计算和数值分析结果，考虑到实际工程适应性以及后期回收的可行性，同时避免水平隔离层矿柱因部分区域节理裂隙发育而发生局部失稳，最终推荐吴集铁矿（北段）-525m 中段顶部的水平隔离层矿柱厚度设置为 25m。但仍需控制水平隔离层矿柱暴露时间，及时充填采空区，灵活调整回采顺序，避免因空区长时间暴露而引发水平隔离层矿柱失稳。

隔离层矿柱回收时采用小结构参数的两步骤房柱充填法，并充以高强度充填体。回采前对隔离层矿柱回收进行专项研究论证，并对隔离层上下部各采场充填体进行检测，确保隔离层回采的安全。

3.2.5 评价小结

（1）经分析，开拓单元存在的危险有害因素主要有：冒顶片帮、井巷坍塌、透水、放炮、炸药爆炸、中毒窒息、高处坠落、物体打击。其中冒顶片帮、井巷坍塌、炸药爆炸、放炮、中毒窒息危害等级定为IV级，发生危害的后果均可能造成人员伤亡和井巷工程大面积损坏，应重点防范。

（2）可研报告设计的安全出口位置及数量符合规程要求。下阶段设计需补充完善如下内容：

1）李楼南进风井、李楼北回风井、吴集南风井、吴集北风井作为应急安全出口且深度超过300m，均设有梯子间，安全设施设计应对梯子间休息硐室进行详细设计或说明，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。

2）下一步设计阶段应对矿用电梯机房通道、马头门阻车器、排水设施、接地、控制柜、绝缘等级等进行说明。

3）下一步设计阶段应对矿用电梯检验、电梯钢丝绳使用及报废条件进行说明。

4）下一步设计阶段应对有轨运输巷道是否行人进行说明，如有轨运输巷道行人，应对人行道进行设计。

5）斜坡道硐口至-200m中段长度2589m的区段，不设人行道，-200m水平以下斜坡道设人行道，人行道净宽 1.2m、净高 1.9m。斜坡道作为主要安全出口，作为行人的斜坡道，下一步设计阶段应明确斜坡道人行道的设置要求。

6）下一步设计阶段应对无轨运输巷道是否行人进行说明，如无轨运输巷道行人，应对人行道进行设计。

7）下一步设计阶段应对水平巷道、斜井和斜坡道中运输设备之间、

运输设备与巷道壁或者巷道内设施之间的间隙进行说明。

8）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。

9）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，作业人员应佩戴安全带。作业时，不应抛掷物件，不应上下层同时作业，并应设专人监护。

10）下一阶段设计中应明确人行巷道的水沟盖板的内容。

11）主溜井应设置安全检查通道。

3.3 提升和运输单元

3.3.1 危险、有害因素辨识与分析

（1）竖井提升

在竖井提升过程中存在的主要危害为高处坠落，其表现形式主要是坠罐，坠罐的后果非常严重，该项目中主井、副井井深较深，因此更应加以重视。

（2）有轨运输

1）巷道未按设计施工，掘进的井巷断面偏小或未按规定设置等候硐室等，电机车和矿车发生挤、撞等事故而伤人毁物。

2）轨道铺设质量差或损坏，电机车组发生掉道，毁物、伤人。

3）轨道铺设坡度大，电机车组速度过快，不能及时刹车，发生挤、撞等事故而伤人毁物。

4）行人不按规定行走运输巷道行人侧，发生电机车组挤伤、撞伤人。

5）运输巷道、道路照明不够，发生行人与电机车组相撞事故。

6）卸矿地点无阻车装置，造成运输过程中刹车不力，发生翻车事故。

7）电机车组运输翻卸过程中因重心偏移过大，发生翻车事故。

（3）无轨运输

设计井下主要采用无轨运输。在运输过程中有可能存在下述危险、有害因素：

（1）巷道未按设计施工，掘进的井巷断面偏小或未按规定设置躲避硐室等，汽车与人员发生挤、撞等事故而伤人毁物。

（2）行人不按规定行走运输巷道行人侧，发生汽车挤伤、撞伤人。

（3）运输巷道、道路照明不够，发生行人与汽车相撞事故。

（4）卸矿地点无车挡装置，造成运输过程中刹车不力，发生翻车事故。

（5）汽车运输翻卸过程中因重心偏移过大，发生翻车事故。

（6）汽车超载，易造成汽车制动失灵，转向失控，爆胎等而引发事故；矿石装载不均匀，装偏而引发翻车事故。

（7）驾驶员驾驶技术差，酒后驾车，或未持证而引发车辆伤害事故；运输道路凹凸不平，路况差，而引发车辆伤害事故。

（8）巷道未设警示标志牌，不能对驾驶员起到警示作用，发生车辆伤害事故。

（9）运输车辆上未配备灭火器，发生火灾不能及时扑灭会导致车辆损毁的火灾事故。

（10）轨道铺设质量差或损坏，电机车发生掉道，毁物、伤人。

（11）电机车架线高度不够或局部下坠，造成人员触电。

（12）行人不按规定行走运输巷道行人侧，发生电机车挤伤、撞

伤人。

（13）运输巷道、道路照明不够，发生行人与电机车相撞事故。

3.3.2 预先危险性分析表

表3.3-1 提升运输系统预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
提升系统				
高处坠落（主要为坠罐）	提升系统存在缺陷，设备带病运转；钢丝绳选择不合适、使用不当、未进行及时检修；安全保护装置不齐全、不可靠，操作失灵，提升装置的机电控制系统安全保护装置与电气闭锁装置不符合规程要求；无声光信号装置或信号不清；罐笼无防坠器；井口没有阻车器；无定车装置；提升速度过快；摇台、托台闭锁装置不满足要求。	人员伤亡 设备损坏	III	选购质量合格的提升设备设施并定期进行检修、正确使用；禁止设备带病运转；设置齐全、可靠的安全保护装置并使其处于正常状态；提升装置的机电控制系统安全保护装置与电气闭锁装置符合规程要求；配备声光信号装置，并保证信号清晰；罐笼设防坠器；井口设阻车器；提升设备应设置定车装置；应装设速度指示器或自动速度记录仪等；竖井罐笼提升系统的各中段马头门，应根据需要使用摇台。摇台、托台应与提升机闭锁。
有轨运输				
车辆伤害	列车间挂钩设置不合理，列车运行时脱钩；人员未沿人行道行走；路面、轨道未按设计铺设；维修线路时未设置临时信号；电机车非正常状态下行驶；未按要求进行驾驶；轨道未及时清理，轨道上有石块、物体等	人员伤亡	III	列车间挂钩应进行合理设置，加强管理防止列车运行时脱钩；人员应沿人行道行走；巷道、道路规格应按设计合理施工；路面和轨道应按设计合理铺设；维修线路时应设置临时信号；电机车非正常状态下不应行驶；按要求进行驾驶；轨枕及时更换；轨道及时清理，保持路面清洁

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
无轨运输				
车辆伤害	运输道路未按设计要求施工；未设置躲避硐室；道路维修、养护不及时；检修、危险地段未设置路标；车辆灯光、刹车、信号、警报系统失灵；车速过快；超载；超员乘车、跳车、扒车等不按要求乘车行为；	人员伤亡 设备损坏	Ⅲ	运输道路应按设计要求施工；道路应及时维修和养护；检修、危险地段设置路标；车辆灯光、湿式刹车、信号、警报系统应保持良好状态；不应超速行驶；不应超载；严禁超员乘车、跳车、扒车等不按要求乘车行为

3.3.3 安全检查表法

表 3.3-2 提升运输系统安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
竖井				
1	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。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.1 条	主井采用钢丝绳罐道；副井采用方钢罐道。	符合要求
2	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： ——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； ——提升速度为 3m/s～6m/s 时，不小于 6m； ——提升速度小于 3m/s 时，不小于 4m； ——凿井期间用吊桶提升时，不小于 4m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.14 条	主井和副井提升系统井上及井下均设计过卷保护装置，包括防过卷过放缓冲装置和过卷挡梁。1、2、3 号主井和 1 号副井、联合副井井上及井下过卷高度均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 的要求。	符合要求
3	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。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.15 条	提升井口及井下各水平均设有安全门、阻车器、井塔、井架及井下最终水平的过卷位置，均设过卷挡梁。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
			井架、井塔上部设过卷连锁装置，以保证出现过卷时能立即制动停车。	
4	竖井提升系统应符合下列规定： ——过卷段应设过卷缓冲装置或者楔形罐道，使过卷容器能够平稳地在过卷段内停住； ——深度大于 800m 的竖井应设过卷缓冲装置，使过卷容器在缓冲装置内平稳停住，并不再反向下滑或反弹。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.16 条	设有过卷缓冲装置，过卷容器能在缓冲装置内平稳停住，不会反向下滑或反弹。	符合要求
5	箕斗提升系统应在箕斗装载地点、卸载地点设置信号装置；信号应与提升机启动有闭锁关系。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.27 条	箕斗提升系统在井口及井下各阶段设声光安全信号系统，井口及马头门设平台安全防护装置；信号与提升机启动有闭锁关系。	符合要求
6	罐笼提升信号系统应符合下列规定： ——应在井口和井下各中段马头门设信号装置； ——不同地点发出的信号应有区别； ——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； ——井口信号工或跟罐信号工可直接向提升机司机发信号； ——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。	金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.28 条	副井罐笼提升在井口和井下各中段马头门设信号装置；摇台、安全门与提升系统实行联锁；在提升机房、信号房分别设置同步视频显示终端对各个马头门及井口进行监控，为信号工和绞车司机提供更加直观的提升影像；不同地点发出的信号应有区别；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；井口信号工或跟罐信号工可直接向提升机司机发信号；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。	符合要求
6	竖井升降人员时，加速度和减速度应不超过 0.75m/s^2；升降物料时，加速度和减速度应不超过 1.0m/s^2。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.8.10 条	1 号主井、2 号主井、3 号主井提升物料加速度和减速度 0.7m/s^2； 1 号副井提升物料加速度和减速度 0.7m/s^2； 联合副井提升人员加速度和减速度 0.7m/s^2。	符合要求
7	提升人员的罐笼提升系	《金属非金属矿山安	同一层罐笼不同时升降人员	符合

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
	统应符合下列规定：同一层罐笼不应同时升降人员和物料。	全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.19 条	和物料。	要求
8	摩擦式提升系统应符合下列规定：井底应设尾绳隔离装置。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.13 条	主井和副井竖井井底设尾绳隔离装置。	符合要求
钢丝绳和提升装置				
1	摩擦式提升钢丝绳悬挂时的安全系数应符合下列规定：专作升降人员用的，不小于 8.0；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；专作升降物料用的，不小于 7.0；平衡尾绳，不小于 7.0。 罐道钢丝绳和防撞钢丝绳安全系数不小于 6.0。 制动钢丝绳安全系数不小于 3.0。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.6.3、6.4.6.4、6.4.6.5 条	1、2、3 号主井提升系统提矿时钢丝绳安全系数 7.56；1 号副井罐笼提升系统提人时钢丝绳安全系数 8.86，提升物料时钢丝绳安全系数为 7.53；联合副井罐笼提升系统提人时钢丝绳安全系数 8.98 ，提升物料时钢丝绳安全系数为 7.54。	符合要求
2	提升装置的机电控制系统应采用双 PLC 控制系统，实现位置和速度的冗余保护，并具有下列保护功能： 限速保护；主电动机的短路及断电保护；过卷保护；过速保护；过负荷及无电压保护；闸瓦磨损保护；润滑系统油压过高、过低或制动油温过高的保护；直流电动机失励磁保护；测速回路断电保护。 提升系统应设符合要求的闭锁装置、连锁装置、安全制动、过电流保护等。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.8.11 、 6.4.8.12 、 6.4.8.13、6.4.8.14 条	提升设备控制系统选用 2 套不同配置的 PLC 控制器实现，完成提升机运行工艺要求的控制功能及各项安全保护，系统同时具备有软件和硬件冗余的安全回路。 控制系统 PLC 软件能完成提升机手动、半自动、自动、检修、紧急控制开车等运行方式的控制要求。	符合要求
中段运输				
1	架线式电机车的滑触线架设高度应符合下列规定： ——主要运输巷道：线	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）6.4.1.13	可研报告未明确相关内容。	下一阶段设计中需

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
	路电压低于 500V 时，不低于 1.8m；线路电压高于 500V 时，不低于 2.0m； ——井下调车场、轨道与人行道交叉点：线路电压低于 500V 时，不低于 2.0m；线路电压高于 500V 时，不低于 2.2m； ——井底车场，不低于 2.2m； ——地表架线高度不低于 2.4m。			完善
2	电机车滑触线架设应符合下列规定： ——滑触线悬挂点的间距：在直线段内不超过 5m，在曲线段内不超过 3m； ——滑触线线夹两侧的横拉线应用瓷瓶绝缘，线夹与瓷瓶的距离不超过 0.2m，线夹与巷道顶板或支架横梁间的距离不小于 0.2m； ——滑触线与管线外缘的距离不小于 0.2m； ——滑触线与金属管线交叉处应用绝缘物隔开。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）6.4.1.14	可研报告未明确相关内容。	下一阶段设计中需完善
3	电机车滑触线应设分段开关，分段距离不超过 500m。每一条支线也应设分段开关。上下班时间，距井筒 50m 以内的滑触线应切断电源。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）6.4.1.15	可研报告未明确相关内容。	下一阶段设计中需完善
4	采用无轨设备运输应遵守下列规定： ——应采用地下矿山专用无轨设备； ——行驶速度不超过 25km/h； ——通过斜坡道运输人员时，应采用井下专用运人车，每辆车乘员数量不超过 25 人；	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.4.3 条	井下使用无轨运输设备进行材料运输，可研报告中未明确无轨设备运输的相关要求内容。	下一阶段设计中需完善

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
	——油料运输车辆在井下的行驶速度不超过15km/h，与其他同向运行车辆距离不小于100m； ——自动化作业采区应设置门禁系统； ——按照设备要求定期进行检查和维护保养。			
带式输送机运输				
1	井下带式输送机应采用阻燃型输送带。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.3.1 条	均采用阻燃型输送带。	符合要求
2	钢丝绳芯输送带静荷载安全系数不小于 7；棉织物芯输送带静载荷安全系数不小于 8；其他织物芯输送带静载荷安全系数不小于 10。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.3.2 条	1 号斜井胶带为阻燃型钢丝绳芯胶带，安全系数 7.25，1 号转运皮带为 NN300 阻燃性尼龙胶带，安全系数为 26.38，2 号斜井皮带为阻燃型钢丝绳芯胶带，安全系数为 11.39，3 号斜井皮带为阻燃型钢丝绳芯胶带，安全系数为 17.9，3 号转运胶带为阻燃型尼龙胶带，安全系数为 49.05。	符合要求
3	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°；大倾角输送机不受此限； ——任何人员均不应搭乘非载人带式输送机； ——跨越输送机的地点应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； ——不应在运行的输送带下清理物料； ——输送机运转时不应进行注油、检查和修理等工作； ——维修或者更换备件时，应停车并切断电源，	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.3.4 条	1 号胶带角度 14°，2 号胶带角度 13.8°，3 号胶带倾角 3.39°。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
	并由专人监护不许送电。			
4	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。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.3.5 条	1 号斜井带式输送机设有带式输送机综合保护仪、双向拉绳保护装置、跑偏检测装置、限位保护装置、打滑检测装置、溜槽堵塞检测装置、纵向防撕裂保护装置、制动装置的开闭检测装置等。 2 号、3 号斜井带式输送机均设有带式输送机综合保护仪、双向拉绳保护装置、跑偏检测装置、限位保护装置、打滑检测装置、溜槽堵塞检测装置、纵向防撕裂保护装置、制动装置的开闭检测装置等。	符合要求
5	长度超过 400m 的带式输送机应设下列保护装置： ——防输送带撕裂、断带等保护装置； ——防止过速、过载、打滑等的保护装置； ——线路上的信号、电气联锁和紧急停车装置。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.3.6 条	可研未提及长度超断带防护装置过 400m 的带式输送机设置断带保护、过速、过载保护装置。	下一阶段设计中需完善
6	上行带式输送机应有防止输送带逆转的措施。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.3.7 条	可研未提及设置防逆转措施。	下一阶段设计中需完善

3.3.4 评价小结

提升运输系统主要危害是高处坠落、机械伤害和车辆伤害，应重点防范的是高处坠落（主要为坠罐）和车辆伤害。

下一阶段设计中应完善以下问题：

（1）对电机车滑触线架线提出明确安全要求。

（2）采用无轨设备运输应遵守下列规定：行驶速度不超过 25km/h；通过斜坡道运输人员时，应采用井下专用运人车，每辆车乘员数量不

超过 25 人；油料运输车辆在井下的行驶速度不超过 15km/h，与其他同向运行车辆距离不小于 100m；自动化作业采区应设置门禁系统。

（3）长度超过 400m 的带式输送机应设置断带保护、过速、过载保护装置。

（4）应对上行带式输送机防止输送带逆转的措施进行说明。

3.4 采掘单元

3.4.1 危险、有害因素辨识与分析

（1）该项目地下开采回采作业中主要危害有冒顶片帮、水灾、爆破器材爆炸、中毒窒息、物体打击、高处坠落、机械伤害、触电等。

产生原因主要有：未及时处理浮石或处理浮石方法不当；未按设计进行回采作业；平台、梯子不稳固或未按要求布置；充填不及时(未及时充填的采空区数量过多、面积过大等)、不接顶、充填不实、充填强度不够、充填质量不合格，未按要求顺序进行充填等也会引发冒顶片帮，严重时会导致岩石移动范围内地表沉降。采场爆破后未进行有效的通风；作业环境没有必要的照明或照明度不够等。

（2）采矿方法

1）矿区地质工作勘探程度不高，对矿体的赋存情况及规模掌握不清，若采场采准工程布置错误、采准工程欠缺或滞后，将给开采工作带来不便与困难，甚至增加开采作业的危险性；

2）采矿方法选择错误或不当，日后开采作业有可能出现冒顶、片帮、地压增大的隐患与危险，致使开采工艺不合适，安全生产条件更为复杂，不便于顶板管理，可直接导致各种事故发生；

3）如果采场结构参数布置不合理，可能导致开采作业中冒顶、片帮、地压增大等隐患与危险频发。由此使生产条件更为复杂，不便于

回采作业及顶板管理，导致事故发生。

4）回采进路为独头巷道，未安装局扇进行通风，易引发人员炮烟中毒事故。

5）采场作业安全管理不当，可导致包括炮烟中毒、爆破飞石冲击波伤人、开采设备伤人等各种事故的发生。

6）中段交替时，两个中段同时生产，如下中段采场布置在上中段尚未采完的采场下部。下中段采场回采工作可能影响上中段采场安全。

7）采场用铲运机出的矿倒入溜井放矿，如溜井被大块堵塞，人员违章在溜井上口处理，或处理人员站在溜井正下方处理，均可能造成作业人员被挤伤、致死的伤亡事故。

8）出矿巷道中运行的车辆遇到人员，未停车让人通过，可能发生车辆伤害事故；

9）运输巷道的底板不平整、有大块，巷道的坡度大于设备的爬坡能力，弯道的曲线半径过小，均可能导致车辆行驶时发生翻车事故；

10）用铲斗破大块或站在铲斗内处理浮石，碎石崩出可以伤害人员。

11）人员从升举的铲斗下方通过或停留，铲运机司机操作车辆时未观察到人员导致人身伤害事故；

12）溜矿井未设安全车挡，地下铲运机到溜井口未停住车，可能导致车辆坠入溜井事故；

13）铲运机车箱装载过满，作业人员操作位置上方未设防护网或板，行驶过程中矿岩掉落可能砸坏驾驶室导致车辆损坏和人员伤亡；

14）设备未配备灭火装置。设备发生火灾无法及时灭火，可能导致设备损毁、操作人员伤亡，并可能导致发生全矿井井下作业人员中毒窒息的大事故。

（3）凿岩作业

1）凿岩作业中可能会出现：凿岩机砸、夹、挤伤人；断钎伤人；风管断脱甩动伤人；打干眼、残眼、吹洗炮孔渣子伤人等危险与危害。

2）作业人员进入工作面未进行撬帮问顶等安全检查或检查不周，或操作方法不当，而导致浮石掉落伤人或设备损毁。

3）采用多工作面或工序同时作业，且相互间安全距离不足及作业管理协调不当，而造成相互影响致人员伤亡或设备损毁事故。

4）使用手持式凿岩机作业时，操作工用身体推压凿岩机，易出现：身体失去平衡，造成坠落或断钎、卡钻等而伤人、毁物。

（4）爆破作业

引起爆破事故的主要原因：

1）爆破作业中安排无证人员进行爆破作业，或爆破工违章接纳无证人员参与涉爆作业而引发爆破伤亡事故。涉爆人员未经培训持证上岗，发生爆破事故。

2）爆破材料缺陷或起爆方式不正确或炸药装填方法错误或爆破网络连接有错误，造成早爆、迟爆事故。盲炮处理方法不正确，造成爆炸伤人。

3）不了解爆破材料性质，搬运、装填过程中挤压、摔碰爆破材料，引起爆炸事故。搬运爆破材料和装药作业中不轻拿轻放，任意抛、投、撞、碰，可能损坏起爆药包，导致拒爆或引起爆炸事故。

4）钻孔布置不当，抵抗线过小或装药量过大，填塞过小或出现虚填等原因，造成飞石伤害。炮孔中装填填塞物不合格，可能填塞不到位或损爆破网络连接有错误，产生盲炮；填塞中不按要求使用合格炮棍作业，可能造成盲炮或导致爆破事故。

5）爆破组织不细致，出现伤人、损物事故。

6）由于爆破材料质量问题或装药量小，造成爆破岩层未正常松动，形成隐患。

7）爆破材料选择不当，使用电雷管引爆，受杂散电流影响，出现早爆事故。

8）爆破警戒位置布置不当，信号不完善，措施不够严格、周密，装药量过大，人员、机械处在警戒范围内，或爆破工避炮位置不当，被爆破飞石或冲击波伤害。

9）爆破后通风不好或通风时间不够，人员过早进入作业面，造成炮烟中毒事故。

10） 爆破前设备摆放位置不当，无防护装置，爆破飞石、滚石对其造成损坏。

3.4.2 预先危险性分析表

表 3.4-1 采掘单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
冒顶片帮（地表塌陷）	采深较深，地压较大；采场暴露面积太大；采场矿柱设计不合理；空区未及时处理，采场暴露时间过长；破碎面未进行支护；地下水疏干，破坏了地下含水层结构；充填体强度不够或充填质量未满足要求。	人员伤亡 设备损坏	Ⅳ	合理确定采场布置参数；对井下地压进行监测；及时、正确处理浮石；按设计要求进行回采作业及留设矿(岩)柱，地下水疏干及回采所形成的空区应及时充填，并保证充填质量。
爆破伤害	凿岩、爆破位置不当、布孔不合理、爆破设计不合理；未按爆破规程进行爆破作业；爆破材料选择不合适或质量不合格；静电影响；混装炸药质量不合格等。	人员伤亡 设备损坏	Ⅳ	凿岩、布孔应合理；爆破设计应合理；按爆破规程进行爆破作业；选择质量合格的爆破器材；消除静电影响；尽量避免混装炸药质量不合格。
机械伤害	钻机、铲运机等未采取防护措施或防护措施不合理；钻机、铲运机等设备自身缺陷，安装、维护、使用不当；违章作业或操作失误；弯道曲线半径不符合要求；采场、巷道照明度不够，钻机、铲运机等的危	人员伤亡	Ⅲ	对机械设备采取合理有效的防护措施；选择正规的与设计相符的设备；加强对设备的维护、使用；提高照明度，在设备的危险部位设置警示标志；建立健全安全生产管

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
	险部位未设置警示标志。			理制度。
高处坠落	采场内高处作业而未采取安全防护措施或防护措施失效；平台、梯子不稳固或未按要求布置；上下梯子时注意力不集中；照明不足；溜井口未设安全车挡；处理溜井堵塞方法不当；处理浮石方法不当；分层回采完毕后未及时封闭本分层的溜井口。	人员伤亡	Ⅲ	高处作业要采取有效的安全防护措施；人员上下梯子时注应集中注意力；采场等地应有足够的照明；溜井口应设安全车挡；人员不应直接站在溜井、漏斗的矿石上或进入溜井与漏斗内处理堵塞；应事先处理顶板及两帮浮石；不应在同一采场同时凿岩和处理浮石；分层回采完毕后应及时封闭本分层的溜井口。
触电	机械设备及电线电缆等用电过程中漏电。	人员伤亡	Ⅲ	设置漏电保护装置，电线电缆按要求进行敷设。
起爆器材爆炸	作业场地起爆器材搬运、存放不当，遇外界火源、振动、摩擦等引发爆炸。	人员伤亡 设备损坏	Ⅳ	爆破器材应按要求进行存放，爆破器材存放处杜绝外界火源，尽量避免爆破器材受振动、摩擦等。
中毒窒息	采场内未采取有效的通风；通风设备故障；风量不足；通风时间不够；工作人员提前进入有炮烟的工作面。	人员伤亡	Ⅲ	采场内采取有效的通风；加强对通风设备的维修保养；保持采场有足够的风量和通风时间；工作人员不应提前进入有炮烟的工作面。
充填体泄露(漏浆跑浆)	设备故障、闸阀磨损；充填材料质量或浓度不合格；充填工艺、充填路线设计不合理；充填管接头密封不严；充填管老化；采场及下部通道密封不严；隔墙不牢固。	人员伤亡 设备损坏	Ⅳ	经常检查各种闸阀、胶筒的磨损程度，及时维修、更换；保证充填材料质量、浓度合格；合理设计充填工艺；采取合适的充填路线；充填管接头应密封严实；充填管老化应及时更换；采场及下部通道密封严实；隔墙应牢固可靠；加强管路巡检 。
堵管	充填体浓度太高。	影响生产	Ⅱ	随时观测充填体浓度，防止其浓度过高。
水灾	极端天气淹井；排水设备设施选	人员伤亡	Ⅲ	采掘过程中应有合理的探水

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
	择、施工不合理。	设备损坏		工艺；设立正确的排水系统；按设计选取合理的排水设备设施并合理施工。
物体打击	铲运机装载过满；人员离铲运机较近；处理浮石方法不当；运输巷道底板不平整。	人员伤亡	III	铲车装载量不应过大；应正确处理浮石；运输巷道底板应保持平整；人员离铲车保持安全距离。
粉尘	爆破作业点未采取洒水除尘；未按要求进行通风；工作人员未佩带符合标准的劳动防护用品。	职业病	II	应按要求采用湿式凿岩；对装卸、爆破作业点采取洒水除尘；按要求进行通风；工作人员及时佩带符合标准的劳动防护用品
噪音与振动	钻机等设备的隔声、消声、吸声、减振设施不完全；与产生噪声与振动的设备和场所距离较近；未佩戴有效的防护用品。	职业病	II	钻机等设备应设有隔声、消声、吸声、减振设施；与产生噪声与振动的设备和场所距离保持安全距离；佩戴有效的防护用品

3.4.3 安全检查表法

表 3.4-2　采掘单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
1	新建、改扩建金属非金属地下矿山原则上采用充填采矿法，不能采用的应严格论证。	《中共中央办公厅 国务院办公厅关于进一步加强矿山安全生产工作的意见》	设计采用分段凿岩阶段空场嗣后充填法。	符合要求
2	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。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.1.4 条	每个矿块都设有两个天井连通上下中段巷道，并设有梯子和照明，作为安全出口。	符合要求
3	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。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.2.7.2 条	可研要求：围岩松软不稳固的回采工作面、采准和切割巷道，应采取支护措施。	符合要求
4	应建立采场顶板分级管理制度。对顶板不稳固的采场，应有监控手段和处理措施。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.1.12 条	可研要求：建立顶板管理制度。对巷道顶板岩石不稳固地段进行喷锚	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
			支护。	
5	人员需要进入的采场应有良好的照明。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.1.11 条	可研报告提出了相关要求。	符合要求
6	采用充填法回采应遵守下列规定： ——井下充填不应产生或者释放有毒有害气体； ——采场中的顺路行人井、溜矿井、水砂充填用泄水井和通风井，应保持畅通； ——用组合式钢筒作行人、滤水、放矿的顺路天井时，钢筒组装作业前应在井口悬挂安全网； ——上向充填法每一分层回采完后应及时充填，最后一个分层回采完后应接顶密实； ——下向充填法回采，进路两帮底角的矿石应清理干净，每采完一条进路应及时充填，并应接顶密实； ——采场或进路充填前应架设坚固的充填挡墙，并安设泄水井或泄水管道；膏体充填可不设泄水设施； ——人员不应在非管道输送充填料的充填井下方停留或通行； ——各充填工序间应有通信联络； ——人员和设备进入充填体面层之前，应确认充填体具有足够的支撑强度； ——采场下部巷道及水沟堆积的充填料应及时清理； ——采用人工间柱上向分层充填法采矿时，人工间柱两侧采场应错开一定距离； ——采用空场嗣后充填采矿法回采时，相邻采场或矿房的充填体达到设计强度后才能开始第二步骤采场或矿柱的回采。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.2.10 条	可研报告没有相关内容。	下阶段设计中需完善
7	有下列情况之一的，应当进行岩爆倾向性研究： ——有强烈震动、瞬间底鼓或	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.3.1 条	企业委托长沙矿山研究院有限责任公司编制了《李	下阶段设计中需完善

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
	帮鼓、矿岩弹射等现象的； ——相邻矿井开采同一深度发生过岩爆的； ——埋深超过 1000m 的。		楼铁矿深部矿体资源（-625m）岩石力学参数测试及开采稳定性研究与影响分析》《吴集铁矿（北段）深部矿体资源（-625m）岩石力学参数测试及开采稳定性研究与影响分析》，报告均开展了深部（-625m）岩石力学试验及岩爆倾向性分析，未对-625m 以下进行分析。	

3.4.4 爆破震动效应评价

爆破过程中，由于炸药的多余能量不可避免会转换变为震动波，从爆源以波的形式向外层工作介质传播，最后传播到对象表面，从而产生负面效应的爆破振动。在爆破区域的特定范围中，当爆破振动超过一定限度时，会对周围建（构）筑物与工程设施等造成破坏。因此，在实际工程中，应通过采取多种综合措施来控制爆破效应，减少一次爆破的震动规模及危害，选择最佳爆破工作参数来保障建（构）筑物和运行设备的安全。

1．爆破振动安全允许距离计算

爆破振动安全允许距离，按如下公式进行计算：

$$R=(\frac{K}{V})^{\frac{1}{\alpha}}Q^{\frac{1}{3}}$$

式中：R——爆破振动安全允许距离，m；

Q——炸药量，齐发爆破为总药量，延时爆破为最大单段药量，kg；

V——保护对象所在地安全允许质点振速，cm/s；

K，*α*——与爆破点至保护对象间的地形、地质条件有关的系数和衰减指数，参照类似矿山经验数据，参考下表选取，K 取 196.8，*α* 取 1.469。

李楼铁矿采矿方法为阶段空场嗣后充填采矿法，分段凿岩分段崩矿。炮孔直径 80mm，排距 2m 交替布置，孔底距 2.6～3.2m。每次爆破总药量不超过 4000kg，单段最大药量不超过 350kg。

将单段最大药量 350kg，及爆破安全允许震速取 2.0cm/s 代入萨道夫斯基公式，式中的 k 值为 196.8，*α* 值为 1.469。可以计算得到，爆破振动安全允许距离 R 值为 160.2m。小于-425m 中段以下采场到地表的最近距离 455m（采场最浅爆破位置距离地表的垂直距离，地表平均标高取+30m）。

吴集铁矿（北段）采矿方法为阶段空场嗣后充填采矿法，分段凿岩分段崩矿。炮孔直径 80mm，排距 2m 交替布置，孔底距 2.6～3.2m。每次爆破总药量不超过 4000kg，单段最大药量不超过 350kg。

将单段最大药量 350kg，及爆破安全允许震速取 2.0cm/s 代入萨道夫斯基公式，式中的 k 值为 196.8，α 值为 1.469。可以计算得到，爆破振动安全允许距离 R 值为 160.2m。小于-425m 中段以下采场到地表的最近距离 455m（采场最浅爆破位置距离地表的垂直距离，地表平均标高取+30m）。

表 3.4-3　爆区不同岩性的 *K*、*α* 值

岩性	K	*α*
坚硬岩石	50～150	1.3～1.5
中硬岩石	150～250	1.5～1.8
软岩石	250～350	1.8～2.0

根据可研爆破参数及炸药单耗估算一次最大单段炸药量进行类比

计算，地表工业场地均在爆破振动安全允许距离之外，爆破作业不会对其造成影响。

3.4.5 采场稳定性定量评价

2025 年 8 月，长沙矿山研究院有限责任公司编制了《安徽开发矿业有限公司李楼铁矿深部矿体资源（-625m）岩石力学参数测试及开采稳定性研究与影响分析》《安徽开发矿业有限公司吴集铁矿北段深部矿体资源（-625m）岩石力学参数测试及开采稳定性研究与影响分析》，报告对采场结构参数进行了研究。

（1）采场暴露面积

深部-625m 中段采场顶板暴露面积为 480m^2~1400m^2，矿体侧帮暴露面积为 4000m^2~7000m^2，上下盘围岩暴露面积为 1200m^2~8500m^2，岩体质量等级高时，取大值，反之取小值。

（2）模型建立

根据李楼铁矿深部矿体开采技术条件，结合国内外工程实践经验和李楼铁矿目前开采区域实际生产应用参数，针对 II 级矿岩条件下开采提出了多组采场跨度方案，具体方案见下表。

表 3.4-4　II 级矿岩采场跨度参数方案

设计方案	一步骤采场跨度/m	二步骤采场跨度/m
方案 1	18	20
方案 2	18	22
方案 3	18	24
方案 4	20	20
方案 5	20	22
方案 6	20	24
方案 7	22	22
方案 8	22	24

数值计算模型的建立方法、边界条件以及初始条件与前文基本一致，主要差异在于采场跨度或采场长度，本节不再进行赘述和展示。Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ级矿体的矿岩物理力学参数如下表所示。

表 3.4-5 李楼矿区Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ级矿体物理力学参数表

力学参数		Ⅱ级矿体	Ⅲ级矿体	Ⅳ级矿体
密度/（g/cm³）		3.26	3.26	3.26
抗压强度/MPa		43.37	34.29	27.43
抗拉强度/MPa		1.86	0.76	0.61
变形试验	弹性模量/GPa	31.62	15.07	18.84
	泊松比	0.20	0.20	0.20
抗剪试验	粘聚力/MPa	8.20	5.2	6.40
	内摩擦角/°	35.37	31.18	32.82

表 3.4-6 吴集北段矿区Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ级矿体物理力学参数表

力学参数		Ⅱ级矿体	Ⅲ级矿体	Ⅳ级矿体
密度/（g/cm³）		3.19	3.19	3.19
抗压强度/MPa		42.46	33.57	28.52
抗拉强度/MPa		1.77	0.73	0.64
变形试验	弹性模量/GPa	31.07	16.72	18.62
	泊松比	0.20	0.2	0.20
抗剪试验	粘聚力/MPa	8.15	5.74	6.22
	内摩擦角/°	35.27	30.20	32.48

李楼铁矿二期工程矿体平均厚度约为 50m，最厚处约为 150m。根据李楼铁矿二期工程矿体开采技术条件，采场垂直矿体走向布置，按照中段高度 100m，结合二期工程采场暴露面积推荐值，拟定了以下几组采场长度参数模拟方案，见表。

表 3.4-7　II级矿岩采场长度参数方案

设计方案	II级矿岩
方案一	采场长度 60m
方案二	采场长度 70m
方案三	采场长度 80m

李楼铁矿-625m 中段研究区域共 8 个两步骤采场，整个计算模型尺寸设计为 560m×560m×560m。该模型建立时设置 X 轴方向为矿体的倾向方向，Y 轴方向为矿体的走向方向。8 组方案对应模型采场高度 100m，采场长度 70m，采场跨度参数与上述设计方案一致。数值计算网格单元模型见图，盘区采场网格单元模型见图。

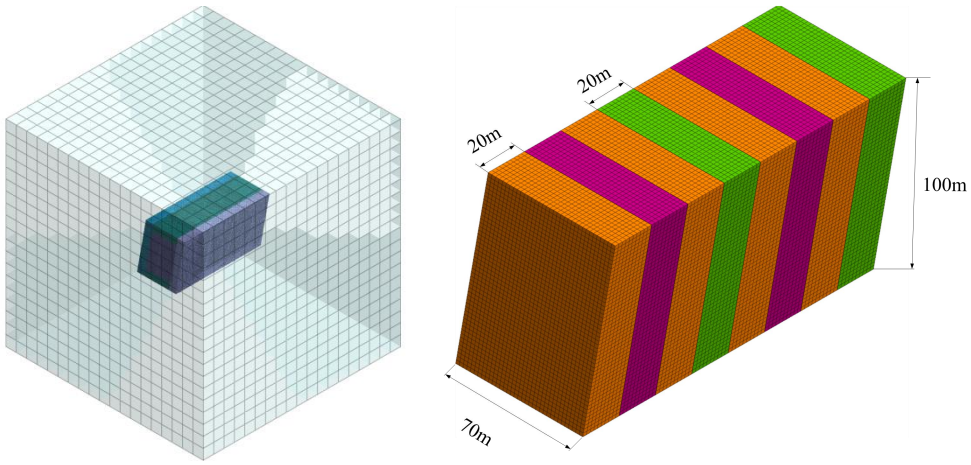


图 3.4-1 数值计算网格单元模型

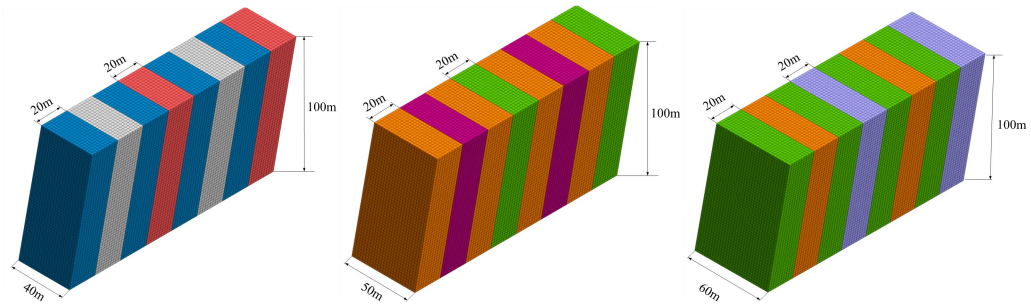


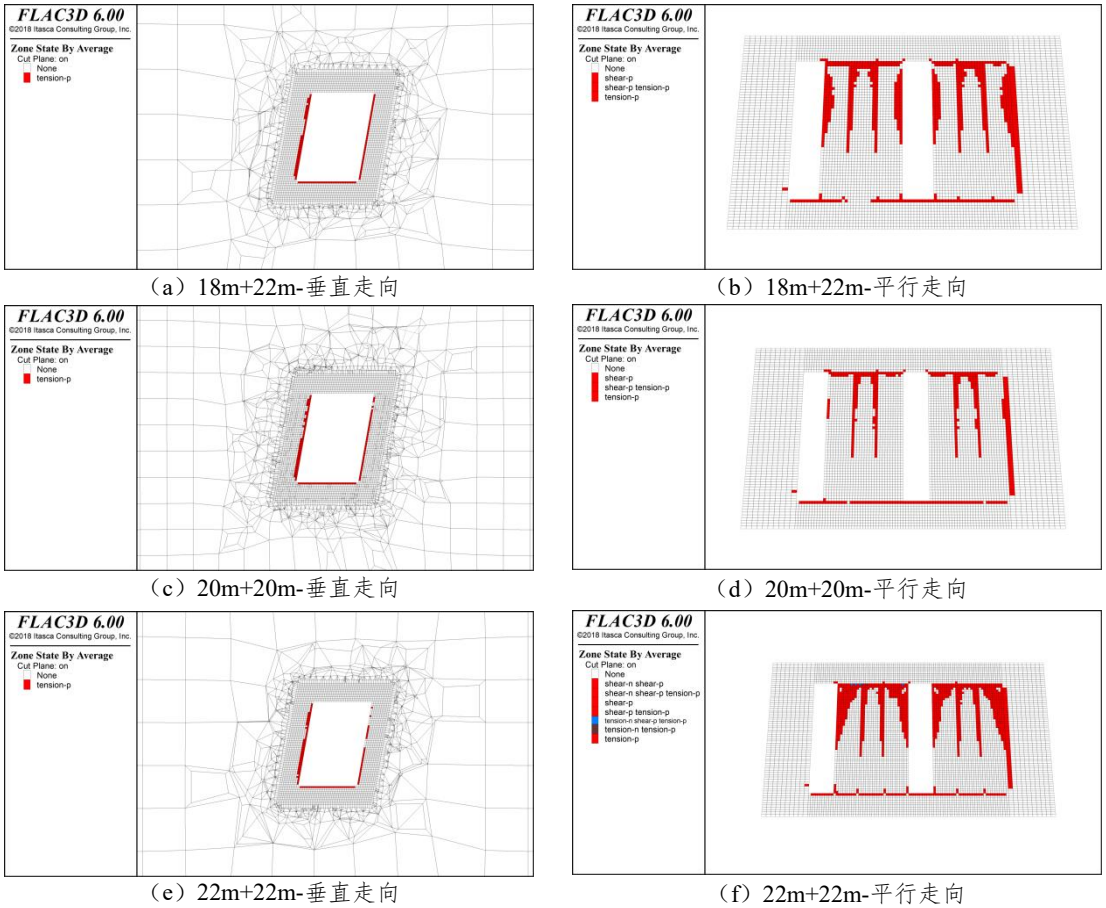
图 3.4-2　盘区采场网格单元模型

（3）计算结果分析

1）II级矿岩采场跨度分析

在II级矿岩采场跨度设计方案中，8 组设计方案所控制的唯一变量

是采场跨度，在相同原岩应力场的作用下，对于不同跨度采场回采过程模拟，分析了最大不平衡力、应力场、位移场以及塑性区分布等方面的差异。部分典型模型的塑性区云图，详细情况如下图所示。



（a）18m+22m-垂直走向　（b）18m+22m-平行走向

（c）20m+20m-垂直走向　（d）20m+20m-平行走向

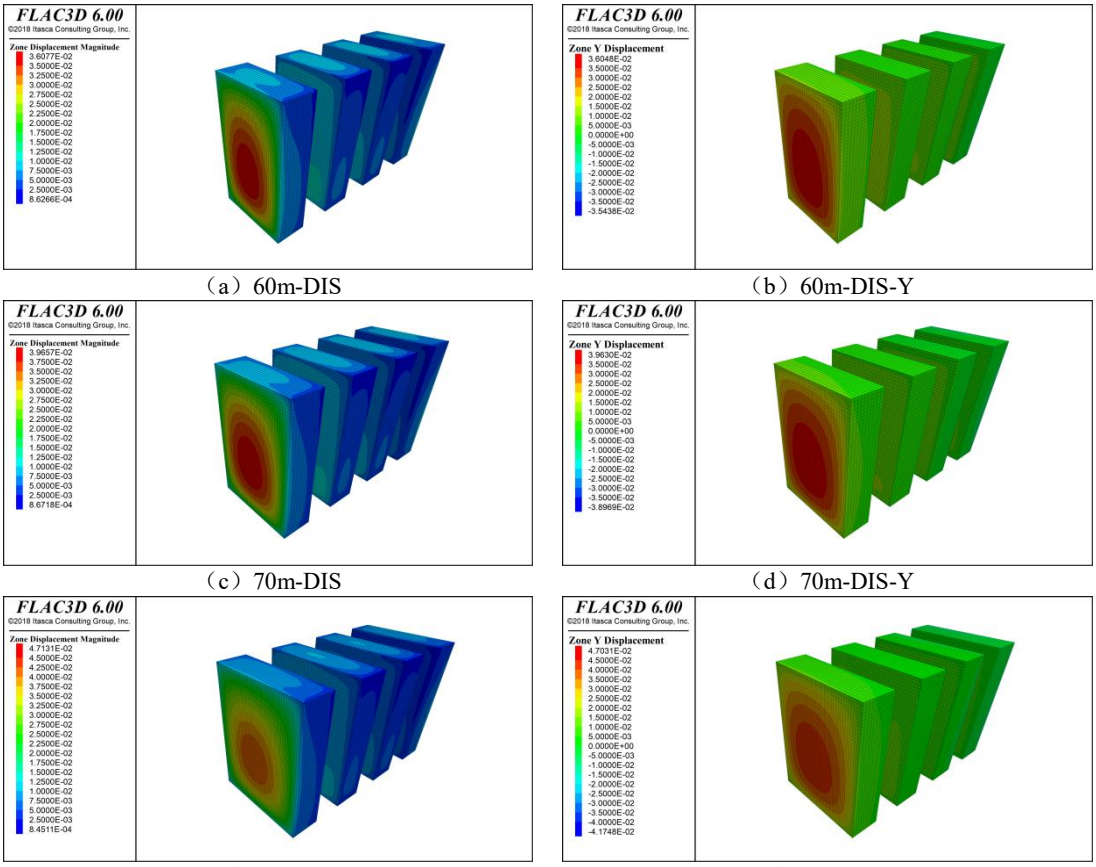
（e）22m+22m-垂直走向　（f）22m+22m-平行走向

图 3.4-3 典型模型第 1~3 阶段采场回采后周边塑性区分布云图

依据 8 组模型第 1~3 阶段采场回采后云图显示的塑性区分布结果，从不同采场跨度方案之间塑性区分布情况来看，18m+20m 和 20m+20m 模型采场周边矿并未显现较大范围的正在破坏的塑性区。当采场跨度超过 20m 后，一步骤充填体发生塑性破坏的区域范围明显增大，容易发生垮冒而增加矿石贫化，甚至威胁到整个采空区的稳定和安全。从塑性区分布角度推荐-625m 中段 II 级矿岩采用 20m+20m 方案布置采场。

2）II 级矿岩采场长度分析

经过数值仿真计算及数据处理，得到李楼铁矿二期工程-625m 中段部分采场仿真回采过程中侧帮矿岩的位移分布云图，详细情况如下图所示。位移云图等值线的数值单位均为 m。



（a）60m-DIS　（b）60m-DIS-Y

（c）70m-DIS　（d）70m-DIS-Y

（e）80m-DIS　（f）80m-DIS-Y

图 3.4-4 三组模型第 1 阶段采场回采后周边侧帮位移场分布

表 3.4-8 第 1 阶段回采过程中采场的最大位移量

采场长度方案	最大位移量/cm	最大 Y 轴方向位移量/cm
60m	3.61	3.60
70m	3.97	3.96
80m	4.71	4.70

因采场长度不同，3 组模型呈现出差异明显的位移场分布状态，即 80m 采场长度模型侧帮岩移程度最大，70m 采场长度模型次之，60m 采场长度模型岩移程度最小；从位移量的变化趋势来看，采场长度由 70m 增加至 80m 后，侧帮位移量增长趋势加快，不利于采场侧帮稳定。

综合上述分析结果，从位移场角度可判定出-625m 中段Ⅱ级矿体区域采场长度设计值不宜超过 70m。

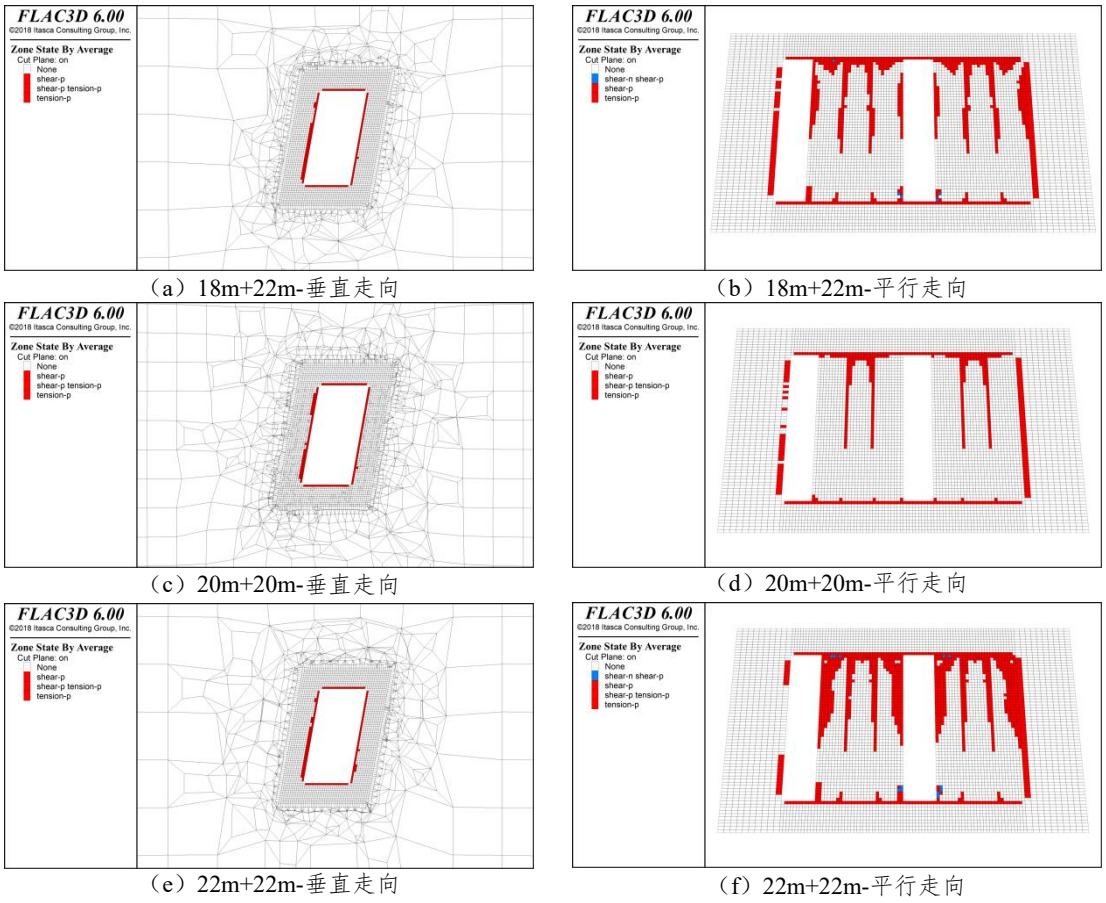
表 3.4-9 三组方案采动效应指标

采场长度方案	最小主应力值/MPa	最大主应力值/MPa	最大位移量/cm	最大 Y 轴方向位移量/cm
60m	-3.20~-35.66	-8.19~1.30	3.61	3.60
70m	-2.99~-37.06	-8.38~1.36	3.97	3.96
80m	-2.80~-38.09	-8.50~1.86	4.71	4.70

基于上述数值计算分析结果，最终推荐李楼铁矿二期工程-625m 中段Ⅱ级矿体区域采用不超过 70m 的采场长度方案。

3）Ⅲ级矿岩采场跨度分析

在Ⅲ级矿岩采场跨度设计方案中，8 组设计方案所控制的唯一变量是采场跨度，在相同原岩应力场的作用下，对于不同跨度采场回采过程模拟，分析了最大不平衡力、应力场、位移场以及塑性区分布等方面的差异。仿真回采过程中周边矿岩的塑性区分布云图，如下图所示。



（a）18m+22m-垂直走向　（b）18m+22m-平行走向

（c）20m+20m-垂直走向　（d）20m+20m-平行走向

（e）22m+22m-垂直走向　（f）22m+22m-平行走向

图 3.4-5　典型模型第 1~3 阶段采场回采后周边塑性区分布云图

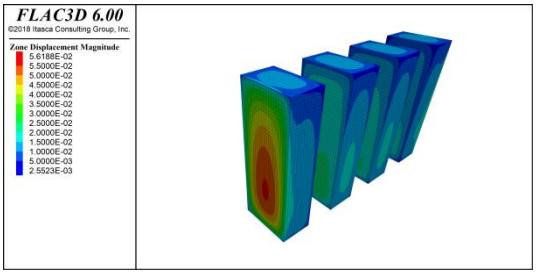
从不同采场跨度方案之间塑性区分布情况来看，18m+20m 和

20m+20m 模型采场周边矿并未显现较大范围的正在破坏的塑性区。当采场跨度超过 20m 后，一步骤充填体发生塑性破坏的区域范围明显增大，容易发生垮冒而增加矿石贫化，甚至威胁到整个采空区的稳定和安全。

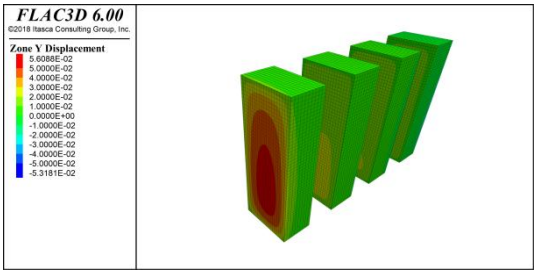
从采场周边矿岩的塑性区分布角度可判定出 18m+20m 和 20m+20m 两组跨度模型较大程度上均能满足采空区顶板及周边矿岩的塑性变形和破坏控制需求，结合矿山产能需求和便于采场划分以及采切工程布置，从塑性区分布角度推荐-625m 中段III级矿岩采用 20m+20m 方案布置采场。

4）III级矿岩采场长度分析

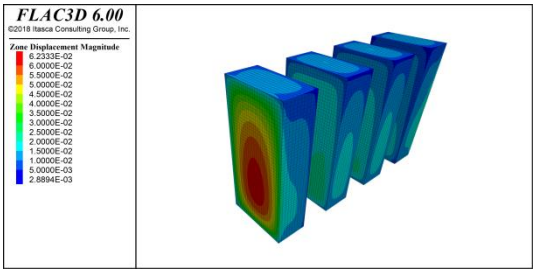
经过数值仿真计算及数据处理，李楼铁矿二期工程-625m 中段部分采场仿真回采过程中侧帮矿岩的位移分布云图见图所示。位移云图等值线的数值单位均为 m。



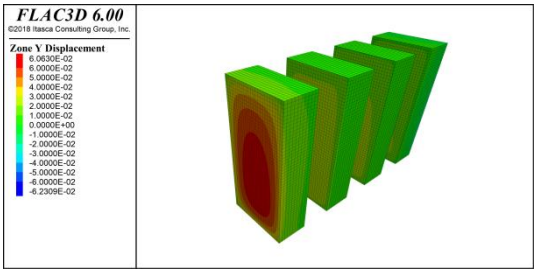
（a）40m-DIS



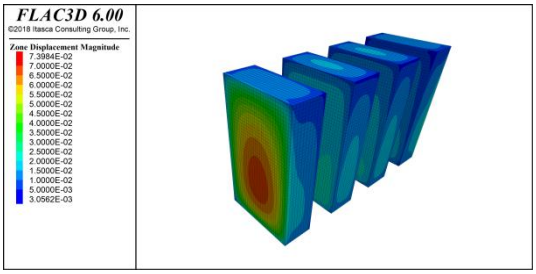
（b）40m-DIS-Y



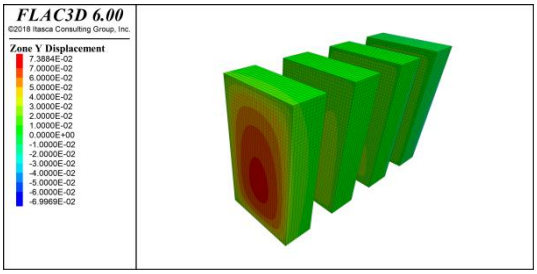
（c）50m-DIS



（d）50m-DIS-Y



（e）60m-DIS



（f）60m-DIS-Y

图 3.4-6 三组模型第 1 阶段采场回采后周边侧帮位移场分布

表 3.4-10 第 1 阶段回采过程中采场的最大位移量

采场长度方案	最大位移量/cm	最大 Y 轴方向位移量/cm
40m	5.62	5.61
50m	6.23	6.22
60m	7.40	7.39

依据 3 组模型第 1 阶段采场回采过程中云图显示的侧帮位移分布情况和最大位移量统计结果，因采场长度不同，3 组模型呈现出差异明显的位移场分布状态，即 60m 采场长度模型侧帮岩移程度最大，50m 采场长度模型次之，40m 采场长度模型岩移程度最小；从位移量的变化趋势来看，采场长度由 50m 增加至 60m 后，侧帮位移量增长趋势加快，不利于采场侧帮稳定。

综合上述分析结果，从位移场角度可判定出-625m 中段III级矿体区域采场长度设计值不宜超过 50m。

表 3.4-11 三组方案采动效应指标

采场长度方案	最小主应力值/MPa	最大主应力值/MPa	最大位移量/cm	最大 Y 轴方向位移量/cm
40m	-3.20~-35.66	-8.19~1.30	3.61	3.60
50m	-2.99~-37.06	-8.38~1.36	3.97	3.96
60m	-2.80~-38.09	-8.50~1.86	4.71	4.70

基于上述数值计算分析结果，最终推荐李楼铁矿二期工程-625m 中段III级矿体区域采用不超过 50m 的采场长度方案进行采准切割工程布置和矿体回采，对于局部节理裂隙发育区，可适当缩减采场高度进而控制侧帮暴露面积，同时，需注意采场暴露时间控制。

5）Ⅳ级矿岩采场结构参数优化

对于Ⅳ级区域矿体，主要依据工程经验和矿山开采技术条件对采场结构参数做出合理推荐。参考芜湖和成矿业龙塘沿铁矿的类似开采技术条件下的开采经验（采场宽 12m，采场长为矿体厚度 40～80m）。初步推荐Ⅳ级破碎矿体采场跨度为 12m，采场长度为 40m。

综上所述，二期工程采场结构参数推荐如下：

二期工程回采采场顶板暴露面积为 480 ㎡~1400 ㎡，矿体侧帮暴露面积为 4000 ㎡~7000 ㎡，上下盘围岩暴露面积为 1200 ㎡~8500 ㎡，岩体质量等级高时，取大值，反之取小值。

二期工程中段Ⅱ级矿岩区域采用“20m+20m”，采场长度 70m 的两步骤回采方案；Ⅲ级矿岩区域采用“20m+20m”，采场长度 50m 的两步骤回采方案；Ⅳ级矿岩区域采用“12m+12m”，采场长度 40m 的两步骤回采方案，在充分支护的条件下，可适当增大采场跨度。

对于局部节理裂隙发育区，可适当缩减采场长度进而控制侧帮暴露面积，同时，需注意采场暴露时间控制。

3.4.6 单元评价小结

该项目地下开采回采作业中主要危害有冒顶片帮、水灾、爆破器材爆炸、中毒窒息、物体打击、高处坠落、机械伤害、触电、粉尘、噪声与振动、深井开采危害等。

下一阶段设计中应完善以下问题：

（1）细化充填法回采应采取的安全措施，如：各充填工序间通信联络、人员和设备进入充填体面层之前，应确认充填体具有足够的支撑强度、相邻采场或矿房的充填体达到设计强度要求等。

（2）下一步设计阶段应对-625m 以下进行岩爆倾向性研究。

（3）针对南北盘及F2等断层影响区域矿岩破碎、稳固性差的特点，为确保空场嗣后充填法的安全高效实施，应当适当缩小采场长度，并对采场跨度进行相应调整。同时对采场顶板及侧帮进行加固，确保采场回采过程中空场的稳定性。

（4）加强巷道施工地质超前预报专题研究，重点调查断裂、冲击地压、突水和地面沉降的地质调查和超前灾害防治方案研究。

（5）实际生产过程中应重视井巷支护问题，应对支护强度、支护方式与支护参数的合理性重点考虑。

（6）长期监测开采过程中地表沉降，将观测数据进行统计、整理，并进行分析研究，得出地表沉降的空间时间移动规律，为矿区正常生产提供参考依据。

（7）研究深部地压活动规律，通过在线实时监测，分析深部开采岩体应力集中区和应力场变化特点，开展地压活动和岩爆先兆评估，进而预测、预报地压危害和岩爆发生。

（8）由于该项目开采深度大，井下涌水具有较高的水压，应采取超前探放水、监测或探测措施。在施工探水工程时应做好防护措施，防止探水施工过程中发生的人身伤害。

3.5 充填单元

3.5.1 危险、有害因素辨识与分析

该项目地下开采充填作业中主要危害有：

充填不及时(未及时充填的采空区数量过多、面积过大等)、不接顶、充填不实、充填强度不够、充填质量不合格，未按要求顺序进行充填等也会引发冒顶片帮，严重时会导致岩石移动范围内地表沉降。

3.5.2 预先危险性分析表

表 3.5-1 充填单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
冒顶片帮（地表塌陷）	充填体强度不够或充填质量未满足要求。	人员伤亡设备损坏	Ⅳ	回采所形成的空区应及时充填，并保证充填质量。
充填体泄露(漏浆跑浆)	设备故障、闸阀磨损；充填材料质量或浓度不合格；充填工艺、充填路线设计不合理；充填管接头密封不严；充填管老化；采场及下部通道密封不严；隔墙不牢固。	人员伤亡设备损坏	Ⅳ	经常检查各种闸阀、胶筒的磨损程度，及时维修、更换；保证充填材料质量、浓度合格；合理设计充填工艺；采取合适的充填路线；充填管接头应密封严实；充填管老化应及时更换；采场及下部通道密封严实；隔墙应牢固可靠；加强管路巡检 。
堵管	充填体浓度太高。	影响生产	Ⅱ	随时观测充填体浓度，防止其浓度过高。

3.5.3 充填系统评价

可研设计胶结充填料浆灰砂比分别为 1∶10～1∶20 可调，胶结充填料浆体浓度为 70～72%。

胶结充填的浓度对充填体强度的影响较大，浓度较低时，产生严重水泥离析，使充填体强度大为下降，充填浓度超过 68～70%时，水泥离析基本消失。在胶结充填中应力争浓度达到及超过 68～70%，受条件限制浓度低于 65%时，可以加入絮凝剂，即可达到降低水泥离析的效果。

充填料配比在经验值范围之内。

由于该项目开采最大深度大于 1100m，地压较大，料浆输送压力

大，为确保充填质量，防止爆管、堵管等危害，建议对充填料配比和浓度进行适当调整。

为防止压力太大导致爆管危害，建议在高压超深充填时管道系统设置压力调控和减压控制措施，建立对管道压力动态检测系统。

采场应按要求设置充填挡墙。

3.5.4 评价小结

充填系统主要危害是冒顶片帮（地表塌陷）、充填体泄露(漏浆跑浆)、堵管。

下一阶段设计中应完善以下问题：

（1）为防止压力太大导致爆管危害，建议在充填时管道系统设置压力调控和控制措施，建立对管道压力动态监测系统。

（2）采场应按要求设置充填挡墙。

（3）采场充填应根据充填料的泄水情况和沉积情况等，分多次充填，多次接顶，必须保证接顶充填质量。

3.6 通风单元

3.6.1 危险、有害因素辨识与分析

矿山设计有相对独立、较完善的通风系统，但在建设、生产过程中有可能存在下述危险、有害因素：

（1）未按设计购置、安装主扇风机，没有建立机械通风系统，无法保证井下所需的风量、风速、风质要求，风流紊乱，炮烟粉尘积聚难以外排。

（2）用风点计算不全面或实际与计算有差异，造成通风量不足，不能及时排除炮烟或除尘效果差，或排弃有毒有害气体效果差，致炮

烟中毒事故。

（3）井巷断面实际与设计计算的有差异，造成风速过高或过低。

（4）风速、风质检测不及时，造成通风效果下降、人员误入，致炮烟中毒事故。

（5）开拓、采准形成后，未重新进行通风验算，造成通风效果不好。

（6）主扇控制柜缺少反风开关，或井下缺少反向风门，导致井下发生火灾时需反风时未及时反风，作业人员无法逃生。

（7）该矿设计进出口较多，对通风构筑物的设计位置及数量未进行明确，生产中通风构筑物（风门、风桥、风窗）缺乏或没有检查、维修；采空区未按要求封闭等而致漏风、污风串联或风流紊乱。

（8）独头采掘工作面未使用局扇通风或风筒布材质差、悬挂不当致通风效果差，引发作业人员炮烟中毒与尘肺病。

（9）采空区未及时封闭或封闭不及时，造成通风系统漏风。可能影响通风系统的有效果。

（10）井下未悬挂《避灾线路示意图》，或图中未反映出发生不同事故时的避灾线路，发生事故时井下作业人员可能选择错误的逃生线路，导致伤亡事故。

（11）设计部分新鲜风采用斜坡道进入，同时，斜坡道又作为无轨设备运输通道。井下运输车辆消耗氧气量以及尾气排放量及产生的粉尘均较大，导致进入井下各中段（或分段）巷道的空气质量较差，可能影响井下作业人员身心健康。

3.6.2 预先危险性分析表

表 3.6-1 通风单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
中毒窒息	1.通风设计不合理（矿井供风量不足；风量分配不合理；风速不符合排烟要求；采场通风不合理—未针对采场进路为独头巷道的特点确定采场通风方法等）；通风管理不善，使炮烟长时间在作业区域滞留。 2.使用不合格爆破器材；未按审批的爆破设计进行爆破作业。 3.装药、填塞质量不符合要求，造成半爆或爆燃。 4.爆破后未及时通风或通风不畅。 5.爆破后通风时间不足就进入工作面查炮。 6.人员没有按照要求撤到安全地点，炮烟进入人员避炮巷道。 7.独头巷道掘进时未进行局部通风，没有足够的风流稀释炮烟。 8. 警戒标志不合理或没有设置警戒标志，人员意外进入通风不畅、长时间不通风的巷道、硐室等。 9. 意外风流短路，人员意外进入炮烟污染区并长时间停留。 10.发生火灾时，烟流造成人员中毒窒息。	中毒窒息、人员伤亡	IV	1.合理进行矿井通风设计（含采场通风设计），按照设计设置各种通风构筑物；加强通风管理。 2.使用合格爆破器材；按审批的爆破设计进行爆破作业。 3.按照规程操作，确保装药和填塞质量，避免半爆或爆燃。 4.爆破前后加强通风，采取措施向死角盲区引入风流。 5.爆破后按照规定的等待时间以后进入工作面查炮。 6.在安全地点避炮。 7.独头掘进时按照规定进行局扇通风。 8. 爆破前应在通往爆破点的巷道设置警示标志，避免人员误入。 9. 配备必要的防火设施，加强防火安全管理。 10.加强对职工防火和火灾中逃生措施的教育。
触电	1.该项目拟使用的主扇、局扇供电线路绝缘损坏。 2.主扇未进行良好接地。 3.人的不安全行为。	人员伤害，财产损失。	II	1.对主扇、局扇供电线路绝缘加强检查和维护。 2.对主扇进行良好接地。 3. 严格按照操作规程进行作业，严禁违规作业。
机械伤害	1.接近主扇、局扇运转的危险区域，导致卷入。 2.扇风机安全防护装置缺乏或损坏、被拆除等。 3.在检修时，扇风机突然被别人随意启动。 4.在局扇上停留、休息。	造成人身伤害事故。	II	1. 操作人员精心操作，身体远离扇风机危险部位。 2.保证扇风机安全防护装置完好。 3.在检修时，挂牌作业。 4.加强教育，不在局扇上停留、休息。

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
噪声与振动	风机工作时产生噪声、振动。	职业病	II	采取降声、隔声、个体防护等措施。

3.6.3 安全检查表法

表 3.6-2　通风单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
1	矿井应建立机械通风系统。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.1.1 条	设计建立机械通风系统。	符合要求
2	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，但不应采用明火直接加热进入矿井的空气。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.1.7 条	当地极端最低气温为-16.6℃，可研未设计空气加热设施。	下阶段设计中需完善
3	井巷内的平均风速应符合表 3 规定的限值。 井巷名称 / 平均风速上限值 m/s 专用风井、专用总进风道、专用总回风道 / 20 用于回风的物料提升井 / 12 风桥 / 10 提升人员和物料的井筒，用于进风的物料提升井、中段的主要进风道和回风道、修理中的井筒和主要斜坡道 / 8 运输巷道，输送机斜井、采区进风道 / 6 采场 / 4	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.1.9 条	经复核，风速满足要求。	符合要求
4	进入矿井的空气不应受到有毒、有害物质的污染，地表距进风井口、进风平硐口 50m 范围内不应存放油料或其他易燃、易爆材料。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.1.11 条	进入矿井的空气不受有毒、有害物质的污染，地表距进风井口、进风平硐口 50m 范围内未存放油料或其他易燃、易爆材料。	符合要求
5	矿井开拓系统中的所有井巷(主井、副井、平硐、斜坡道、斜井、采区电梯井等)都应纳入矿井通风网路中，并考虑其相应的风路。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.1.12 条	可研未将 1 号主井、2 号主井、3 号主井、采区电梯井纳入矿井通风网路中。	下阶段设计中需完善
6	井下各主要进、回风巷道内应建立永久性测风站。测风站应满足下列规定： ——测风站在分风点前方时，应不小于巷道宽度的 3 倍；在分风点后方时，应不小于巷道宽	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.1.16 条	可研未明确建立永久性测风站。	下阶段设计中需完

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
	度的 8 倍。 ——测风站应设在直线巷道内，巷道周壁应平整光滑，测风站前后 10m 巷道内无障碍物和拐弯。			善
7	矿井总风量等于矿井需风量乘以矿井风量备用系数 K_b，后者是考虑到漏风、风量不能完全按需分配和调整不及时等因素。K_b取值范围宜按照 1.20～1.45 选取。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.2.2 条	矿井风量备用系数 1.21。	符合要求
8	箕斗井、混合井作进风井时，应采取有效的净化措施，保证空气质量满足 4.1.4 规定。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.3.1 条	吴集联合副井作为进风井，可研未明确净化措施。	下阶段设计中需完善
9	箕斗井、混合井作进风井时，应采取有效的净化措施，保证空气质量。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.6.2.5 条		
10	主要进风风流不应直接通过采空区或塌陷区，需要通过时，应砌筑严密的通风假巷引流。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.3.2 条	主要进风风流不直接通过采空区或塌陷区。	符合要求
11	井下所有机电硐室都应利用贯穿风流通风或机械通风。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.4.3 条	井下所有机电硐室利用贯穿风流通风或机械通风。	符合要求
12	井下破碎硐室、主溜井等处的污风经净化处理达标后可以进入进风系统或采区；未经净化处理的污风应引入回风道。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.4.4 条	井下破碎硐室污风引入回风道，可研未明确主溜井污风处理方式。	下阶段设计中需完善
13	充电硐室、爆破器材库、储油硐室和加油站应有独立的回风道，并满足下列要求： ——充电硐室空气中 H_2的体积浓度不超过 0.5%。 ——爆破器材库每小时应有不低于其总容积4倍的风量。 ——采空区应及时密闭。采场回采结束后，应封闭所有与采空区相通的影响正常通风的巷道。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.4.5 条	井下无充电硐室，井下爆破器材库有独立的回风平巷可研未明确储油硐室独立回风道设置情况。	下阶段设计中需完善
14	需设风门的巷道应设两道风门，运输巷道中两道风门间距应大于一列车的最大长度。无轨运输巷道，两道风门的间距应大于运行设备最大长度的 1.5 倍。两道风门应联锁。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.5.1.1 条	可研明确了风门安装位置，未明确风门间距。	下阶段设计中需完善
15	主要通风机机站装置的风量漏风系数应取 1.00～1.15,其阻力应计算确定，若装有消声器，其阻力应另外计算。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）	通风机装置的漏风系数取 1.05。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
		第 4.5.4.1 条		
16	每台主要通风机电机均应有备用，在主要通风机硐室应配备快速安装的工具或起吊装置。同一个硐室或风机房内使用多台同型号电机时，可备用 1 台；同一个硐室安装有同型号备用风机时，该硐室内风机可不配置备用电机；备用电机应放置在风机硐室、风机房、地表仓库或井下某个硐室；不在风机硐室或风机房内的，应配备运输工具，并设有满足电机运输要求的通道。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.5.4.2 条	可研设计在主通风机硐室为同型号主通风设施配备一台同型号的备用电机，并在风机旁设置快速更换装置。	符合要求
17	每台主通风机电机均应有备用，并能迅速更换。同一个硐室或风机房内使用多台同型号电机时，可以只备用 1 台。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.6.3.2 条		符合要求
18	主要通风机房应设有测量风压、风量、电流、电压和轴承温度等的仪表。每班都应对主要通风机运转情况进行检查，并有运转记录。采用自动控制的主要通风机，每两周应进行 1 次自控系统的检查。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.5.4.6 条	主要通风机房设有测量风压、风量、电流、电压和轴承温度等的仪表。	符合要求
19	所有风机站的风机出口均应安装扩散器，以减少风机出口风流的突然扩大损失。采用风墙形式安装的风机站，应在密闭墙一侧应设有气密性良好的检查门，门开启的方向应与风机出风口方向一致。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.5.5.4 条	可研未明确风机站的风机出口安装扩散器。	下阶段设计中需完善
20	多级机站通风系统应建立对所有机站风机的计算机远程集中控制系统。通过主控计算机对每台风机进行远程集中启停控制，对风机运行状态及参数进行监测。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 4.5.5.6 条	多级机站通风系统建立对所有机站风机的计算机远程集中控制系统。	符合要求
21	掘进工作面和通风不良的工作场所，应设局部通风设施，并应有防撞击破坏的措施。独头工作面距有贯穿风流的巷道不超过 7m 时，可采用自然扩散。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 5.1 条	井下贯穿风流无法到达、通风线路难以控制或局部风阻较大地段均采用局扇加强通风，将污风引入回风巷经回风井排出地表。	符合要求
22	局部通风应采用阻燃风筒。风筒口与工作面的距离：压入式通风不应超过 10m；抽出式通风不应超过 5m；混合式通风，压入风筒的出口不应超过 10m，抽出风筒入口应滞后压入风筒出口 5m 以上，且压入式风筒出口吹出的风量应小于抽出式风筒入口吸入的风量。	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA 30-2026）第 5.3 条	可研未明确局部通风采用阻燃风筒。	下阶段设计中需完善
23	进入矿井的空气不应受到有害物质的污染，主要进风风流不应直接通过采空区或塌陷区；需要通过时，应砌筑严密的通风假巷引流。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）	回风井不在进风井的上风侧，且相距较远。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
	矿井排出的污风不应对矿区环境造成危害。	第 6.6.2.4 条		
24	采场应利用贯穿风流通风或机械通风。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.6.2.7 条	新鲜风流进入各中段，再进入各采场，冲洗工作面后，由回风井排出地表。	符合要求
25	掘进工作面和通风不良的工作场所，应设局部通风设施，并应有防止其被撞击破坏的措施。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.6.3.5 条	在贯穿风流不能到达的工作面、通风难以控制或风阻较大的地方均需采用局扇或辅扇来进行局部通风，局扇型号 FK（JK40）-1№.7（11kW/台），生产时局扇 23 台工作，4 台备用，共计 27 台。	符合要求
26	采用凿岩爆破法掘进应遵守下列规定： 采取湿式凿岩、爆破喷雾、装岩洒水和净化风流等综合防尘措施； 在遇水膨胀、强度降低的岩层中掘进不能采用湿式凿岩时，可采用干式凿岩，但应采取降尘措施，作业人员应佩戴防尘保护用品；	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.4.1 条	井下一律采取湿式凿岩。	符合要求
27	采取湿式凿岩、爆破喷雾、装岩洒水和净化风流等综合防尘措施；	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.4.1 条	爆破后（装矿前）对工作面爆堆附近 10～15m 以内以及凿岩前（装矿后）10m 以内坑道表面，进行清洗。	符合要求
28	风机进风口的安全护栏和防护网。	安监总局[2015]第 75 号	可研报告中无相关内容。	下阶段设计中需完善

3.6.4 风量风速复核

（1）可研计算风量

1）按排尘风速和各采掘工作面、需独立通风的硐室、其他通风量及矿井漏风量的总和计算。

表 3.6-3　李楼矿区需风量计算表

序号	用风地点	断面	风速	需风量	工作面数	合计风量
		（m^2）	(m/s)	（m^3/s）	（个)	(m^3/s)
一	掘进					
1	台车掘进凿岩	16.56	0.4	6.62	6	39.72
2	天井掘进凿岩	12.56	0.4	5.02	4	20.08
3	掘进出碴	16.56	0.4	6.62	3	19.86
4	支护			5	2	10
5	备用工作面			5	2	10
二	回采和充填					
1	中深孔凿岩	13.42	0.5	6.71	8	53.68
2	中深孔装药	13.42	0.5	6.71	4	26.84
3	二次破碎	18.74	0.5	9.37	3	28.11
4	回采出矿	18.74	0.5	9.37	6	56.22
5	充填	13.42	0.5	6.71	3	20.13
6	备用工作面			5	5	25
三	运输水平					
1	装矿硐室	12.32	0.4	6.16	4	24.64
2	卸矿站			5	3	15
四	硐室					
1	镜矿破碎硐室			12	2	24
2	胶带头轮硐室			4	3	12
3	箕斗装矿硐室	14.77	0.4	5.91	3	17.73
4	粉矿回收巷道	5.45	0.4	2.18	3	6.54
5	爆破器材库			5	1	5
6	油库			4	1	4
五	胶带斜井	10.25	0.3	3.08	3	9.24
六	合计					427.79
七	备用系数（kb, 1.21)					89.84
八	总计					517.63

经计算，李楼段二期通风系统矿井总风量为 517.63m³/s。

表 3.6-4　吴集北段矿区需风量计算表

序号	用风地点	断面	风速	需风量	工作面数	合计风量
		（m²）	(m/s)	（m³/s）	（个）	(m³/s)
一	掘进					
1	台车掘进凿岩	16.56	0.4	6.62	4	26.48
2	天井掘进凿岩	12.56	0.4	5.02	2	10.04
3	掘进出碴	16.56	0.4	6.62	2	13.24
4	支护			5.00	2	8.00
5	备用工作面			5.00	2	10.00
二	回采和充填					
1	中深孔凿岩	13.42	0.5	6.71	4	26.84
2	中深孔装药	13.42	0.5	6.71	3	20.13
3	二次破碎	18.74	0.5	9.37	2	18.74
4	回采出矿	18.74	0.5	9.37	3	28.11
5	充填	13.42	0.4	5.37	3	16.11
6	备用工作面			5.00	2	10.00
三	运输水平					
1	装矿硐室	12.32	0.4	6.16	2	12.32
四	硐室					
1	爆破器材库			5.00	1	5.00
2	加油硐室			4.00	1	4.00
五	合计					209.01
六	备用系数（kb，1.21)					43.89
七	总计					252.90

经计算，吴集北段矿井总风量为 252.90m³/s。

表 3.6-5　李楼段三期需风量计算表

序号	用风地点	断面	风速	需风量	工作面数	合计风量
		（m²）	(m/s)	（m³/s）	（个）	(m³/s)
一	掘进					
1	台车掘进凿岩	16.56	0.4	6.62	6	39.72
2	天井掘进凿岩	12.56	0.4	5.02	3	15.06
3	掘进出碴	16.56	0.4	6.62	3	19.86
4	支护			5	2	10

序号	用风地点	断面	风速	需风量	工作面数	合计风量
		（m^2）	(m/s)	（m^3/s）	（个）	(m^3/s)
5	备用工作面			5	2	10
二	回采和充填					
1	中深孔凿岩	13.42	0.5	6.71	7	46.97
2	中深孔装药	13.42	0.5	6.71	3	20.13
3	二次破碎	18.74	0.5	9.37	2	18.74
4	回采出矿	18.74	0.5	9.37	6	56.22
5	充填	13.42	0.5	6.71	3	20.13
6	备用工作面			5	5	25
三	运输水平					
1	装矿硐室	12.32	0.4	6.16	4	24.64
2	卸矿站			5	3	15
四	硐室					
1	镜矿破碎硐室			12	2	24
2	胶带头轮硐室			4	3	12
3	箕斗装矿硐室	14.77	0.4	5.91	3	17.73
4	粉矿回收巷道	5.45	0.4	2.18	3	6.54
5	爆破器材库			5	1	5
6	油库			4	1	4
五	胶带斜井	10.25	0.3	3.08	4	12.32
六	合计					403.06
七	备用系数（kb，1.21)					84.64
八	总计					487.70

李楼段三期通风系统矿井总风量为 487.70m^3/s。

2）按井下同时工作最多人数计算需风量

李楼段井下最大班作业人数为 280 人，按规定作业人员供风量为 280×4÷60=18.67m^3/s，则需风量为 18.67m^3/s。

吴集北段矿区井下最大班作业人数为 200 人，按规定作业人员供

风量为 200×4÷60=13.33m³/s，则需风量为 13.33m³/s。

三期工程井下最大班作业人数为 280 人，按规定作业人员供风量为 280×4÷60=18.67m³/s，则需风量为 18.67m³/s。

3）按井下柴油设备计算需风量

表 3.6-6　李楼段柴油设备计算需风量

序号	设备名称	型号	台数（台）	额度功率（kW）	时间系数（%）	实际使用功率（kW）
1	3m³ 柴油铲运机	ACY-3L	14	144	85	1713.6
2	3m³ 柴油铲运机	XYWJ-3	4	165	85	561
3	6m³ 柴油铲运机	LH 514	1	243	85	206.55
4	地下自卸车	AJK-10B	4	107	80	342.4
5	地下自卸车	UK-12	4	112	80	358.4
6	井下运人车	RU-5	1	85	30	25.5
7	井下运人车	RU-10	1	64	30	19.2
8	井下运人车	RU-18	1	74.5	30	22.35
9	炸药运输车	UVE-5	3	60	25	45
10	爆破器材运输车	WCB-1.5	2	85	25	42.5
11	无轨油料运输车	CY-4000	2	120	30	72
12	矿用爆破器材运输车	FCB-1.5	3	64	25	48
13	装药车	Charmec MC 605 DA	2	110	20	44
14	混凝土运输罐车	MultimecMF100J	3	120	30	108
15	撬毛台车	XMPYT-97/700	2	97	40	77.6
16	移动式碎石机	AYS-1700	4	107	40	171.2
17	井下材料车	FL-2	3	88	30	79.2
18	井下材料车	JY-5CL	1	65	30	19.5
19	合计					3956
20	**需风量Q**		**取 q0=5.00 m³/kW·min，Q=5.00×3956/60=329.67m³/s**			

经计算，按柴油设备计算，李楼段需风量为 329.67m³/s。

表 3.6-7　吴集北段矿区柴油设备计算需风量

序号	设备名称	型号	台数（台）	额度功率（kW）	时间系数（%）	实际使用功率（kW）
1	3m^3 柴油铲运机	ACY-3L	3	144	85	367.2
2	3m^3 柴油铲运机	XYWJ-3	4	165	85	561
3	6m^3 柴油铲运机	WJ-6	1	256	85	217.6
4	地下自卸车	AJK-10B	4	107	80	342.4
5	地下自卸车	UK-12	4	112	80	358.4
6	井下运人车	RU-5	2	85	30	51
7	井下运人车	RU-18	1	74.5	30	22.35
8	爆破器材运输车	WCB-1.5	2	85	25	42.5
9	无轨油料运输车	CY-4000	1	120	30	36
10	井下材料车	FL-2	3	88	30	79.2
11	装药车	Charmec MC 605 DA	1	110	20	22
12	炸药运输车	FCB-5	3	120	20	72
13	混凝土运输罐车	MultimecMF100J	1	120	30	36
14	撬毛台车	XMPYT-97/700	2	97	40	77.6
15	移动式碎石机	AYS-1700	2	107	40	85.6
16	合计			2370.85		
17	**需风量Q**		**取 q0=5.00m^3/kW·min ，Q=5.00×2370.85÷60=197.57 m^3/s**			

经计算，按柴油设备计算，吴集北段矿区需风量为 197.57m^3/s。

表 3.6-8　李楼段柴油设备计算需风量

序号	设备名称	型号	台数（台）	额定功率(kW)	时间系数（%）	实际使用功率（kW）
1	3m^3 柴油铲运机	ACY-3L	14	144	85	1612.80
2	3m^3 柴油铲运机	XYWJ-3	4	165	85	528.00
3	6m^3 柴油铲运机	LH 514	1	243	85	194.40
4	地下自卸车	AJK-10B	4	107	80	321.00
5	地下自卸车	UK-12	4	112	80	336.00
6	井下运人车	RU-5	1	85	30	25.50
7	井下运人车	RU-10	1	64	30	19.20
8	井下运人车	RU-18	1	74.5	30	22.35
9	炸药运输车	UVE-5	3	60	25	45.00

序号	设备名称	型号	台数（台）	额定功率（kW）	时间系数（%）	实际使用功率（kW）
10	爆破器材运输车	WCB-1.5	2	85	25	42.50
11	无轨油料运输车	CY-4000	2	120	30	72.00
12	矿用爆破器材运输车	FCB-1.5	3	64	25	48.00
13	装药车	Charmec MC 605 DA	2	110	20	44.00
14	混凝土运输罐车	MultimecMF100J	3	120	30	108.00
15	撬毛台车	XMPYT-97/700	2	97	40	77.60
16	移动式碎石机	AYS-1700	4	107	40	171.20
17	井下材料车	FL-2	3	88	30	79.20
18	井下材料车	JY-5CL	1	65	30	19.50
19	合计					3766.25
20	**需风量 Q**		**取 q_0=5.00m³/（kW·min），Q=5.00×3766.25/60=313.85m³/s**			

经计算，按柴油设备计算，三期工程需风量为 313.85m³/s。

综上，该项目李楼段二期通风系统矿井总风量为 517.63m³/s，吴集北段矿井总风量为 252.90m³/s，李楼段三期通风系统矿井总风量为 487.70m³/s。。

（2）可研报告风阻计算过程

李楼段二期项目开采至-625m 中段时为通风困难时期进行计算。矿井南进风井至南回风井井口通风阻力为 3686.82Pa，矿井 1#副井至北回风井井口通风阻力为 3248.19Pa。

李楼段三期项目开采至-825m 中段时为通风困难时期进行计算。矿井南进风井至南回风井井口通风阻力为 3881.83Pa，矿井 1#副井至北回风井井口通风阻力为 3483.11Pa。

吴集北段项目开采至-625m 中段时为通风困难时期进行计算。矿井联合副井至南风井井口通风阻力为 2855.36Pa，矿井联合副井至北风

井井口通风阻力为 2629.69Pa。

（3）风量复核

采用矿井风量估算法对风量进行复核，公式如下：

Q=Aq

其中 Q----矿井或坑口所需总风量，m^3/s；

A----矿井或坑口年产量，李楼段 $570\times10^4t/a$，吴集北段 $230\times10^4t/a$，三期 $500\times10^4t/a$；

q----年产万吨耗风量，m^3/s，大型矿井取值为 1.0～1.5。

计算结果为 $Q_{李楼段}$=570～$855m^3/s$，$Q_{吴集北段}$=230～$345m^3/s$，$Q_{三期}$=500～$750m^3/s$，

可研报告计算的李楼段总需风量为 $517.63m^3/s$，吴集北段总需风量为 $252.90m^3/s$，李楼段三期总风量为 $487.70m^3/s$。

按照经验判断，原设计通风量可能偏小，建议设计单位下一步设计时认真研究论证。

由于该项目为超深井开采且井巷工程较多，建议合理设置井下通风构筑物，减少漏风，保证井下通风效果。

（4）风速复核

依据 GB16423-2020 第 6.6.1.6 条，井巷断面平均最高风速规定：专用风井，专用总进、回风道最高风速 20m/s；专用物料提升井最高风速 12m/s；提升人员和物料的井筒，中段主要进、回风道，修理中的井筒，主要斜坡道最高风速 8m/s；运输巷道，采区进风道最高风速 6m/s。

表 3.6-7　主要巷道风速

序号	巷道名称	面积（m^2）	风量（m^3）	风速（m/s）		备注
				设计	规程	
二期						
1	李楼 1#副井	28.26	200	7.08	8	进风
2	李楼南进风井	23.75	260	10.95	20	专用进风
3	斜坡道	18.30	80.5	4.40	8	辅助进风
4	吴集联合副井	33.17	230.03	6.93	8	进风
5	李楼南回风井	19.63	258.82	13.18	20	专用回风
6	李楼北回风井	19.63	258.81	13.18	20	专用回风
7	吴集南风井	12.56	145.00	11.54	20	专用回风
8	吴集北风井	12.56	107.90	8.59	20	专用回风
三期						
1	李楼 1#副井	28.26	190	6.72	8	进风
2	李楼南进风井	23.75	240	10.11	20	专用进风
3	辅助斜坡道	18.30	57.7	3.15	8	辅助进风
4	李楼南回风井	19.63	243.85	12.42	20	专用回风
5	李楼北回风井	19.63	243.85	12.42	20	专用回风

经核算，风速均满足要求。

3.6.5 单元评价小结

可行性研究报告根据矿山的实际情况，设计了机械通风系统，在掘进工作面和通风不良的采场，安装局部通风设备，采场采用了贯穿风流通风方式，符合规程要求。

通风系统危险有害因素有：中毒窒息、机械伤害、触电和物体打击，该项目开采深度大，通风线路较长，引发中毒窒息的几率较大，故应对中毒窒息加强重视。

下一阶段设计中尚需完善以下几个方面：

（1）当地极端最低气温为-16.6℃，设计应对进入井巷空气温度进行复核、论证，如进风井巷空气温度低于 2℃，应设置空气加热设施。

（2）将 1 号主井、2 号主井、3 号主井、采区电梯井纳入矿井通风网路中，并考虑其相应的风路。

（3）井下各主要进、回风巷道内应建立永久性测风站。

（4）明确主溜井污风处理方式。

（5）井下设置储油硐室、加油硐室，应对独立回风道进行设计说明。

（6）明确风门安装间距与联锁要求。

（7）所有风机站的风机出口均应安装扩散器，以减少风机出口风流的突然扩大损失。

（8）说明局扇风筒材质，应采用阻燃风筒。

（9）由于该项目为改扩建工程，井巷较多，为了防止风流短路、漏风现象，建议合理设置通风构筑物，对废弃巷道及采空区及时封闭并加强管理。

（10）建议对井下温度进一步进行测量，以便于合理的设计井下制冷降温系统，实际生产中对井下温度进行监测，对达不到要求的工作面可适当采取局部降温措施或考虑采用隔热措施。通风系统应考虑地热问题。

（11）风机进风口应设置安全护栏和防护网。

（12）为防止风量分配不合理，应对风量定期进行检测，并及时对风量进行调整。

（13）新安装的主要通风机正式投入使用前，应进行通风机性能测定。

（14）生产矿山应每年核定一次矿井总风量；基建矿山应每半年核定一次矿井总风量（作业点数量发生变化时应核定一次），并检测复核。

3.7 防排水与防灭火单元

3.7.1 防排水子单元

3.7.1.1 危险、有害因素辨识与分析

该项目地下开采排水系统中存在危险有害因素为主要有透水、机械伤害、淹溺。

（1）多雨季节，地表水可能会从井口或地表裂缝进入井下，引起井下透水。

（2）矿床开采时破坏了原有隔水岩层而形成人为充水通道，可能使上部含水层内的地下水大量涌出，导致井下透水。

（3）防、排水设备未按设计要求进行选择、井下巷道无排水沟或排水沟排水能力不足、排水管、水泵等未及时检查、维护等原因可能会造成透水事故。

（4）水泵外露传动部位未采取有效的防护措施等原因可能会造成机械伤害事故；

（5）水仓未封闭或未设置护栏等原因可能造成淹溺事故。

3.7.1.2 预先危险性分析（PHA）

表3.7-1　　防排水子单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
透水	地表水量较大，未采取合理的防排水措施，地表水涌入井下；地下涌水量较大，地表水、第四系	人员伤亡影响	Ⅳ	掘进过程中应采取超前探水和防排水措施；充分考虑地表河流、第四系含水层以及“天窗”

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
	含水层、天窗与下部含水层之间的水力联系不清，地下涌水量预测偏小，防、排水设备能力不够；未合理设置防水矿(岩)柱。	生产		的影响，对井下水仓、水泵、防水矿(岩)柱、排水沟等进行合理设计；有用的钻孔，应妥善封盖；报废的钻孔应封闭；加强防排水使用管理；雨季加强防排水设施的维护做好夏季防汛准备。
机械伤害	水泵外露传动部位未采取有效的防护措施：如防护罩等；设备自身缺陷，安装、维护、使用不当；违章作业和操作失误；照明度不够或对设备的危险部位未设置警示标志。	人员伤亡 设备损坏	III	采取合理的防护措施；保持设备自身状态良好；正确安装、维护和使用；严禁违章作业；应尽量避免操作失误；应有足够的照明度；对设备的危险部位设置警示标志。
淹溺	水仓未封闭或未设置护栏；未设置安全警示标志；人员安全意识不强。	人员伤亡	III	水仓应封闭或设置护栏；应在危险部位设置安全警示标志；加强安全教育使人员提高安全意识 。

3.7.1.3 安全检查表法

表 3.7-2 防排水子单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
1	应调查核实矿区范围内的小矿井、老井、老采空区、现有生产矿井的积水区、含水层、岩溶带、地质构造等详细情况，并填绘矿区水文地质图。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.3.1 条	查清矿区及其附近地表水流系统和汇水面积、河流沟渠汇水情况，并结合矿区特点建立和健全防水、排水系统。	符合要求
2	矿山井下最低中段的主水泵房和变电所的进口应装设防水门，防水门压力等级不低于 0.1MPa。水仓与水泵房之间应隔开，隔墙、水仓与配水井之间的配水阀的压力等级应与防水门相同。 通往强含水带、积水区、有可能突然大量涌水区域的巷道和专用的截水、放水巷道应设置防水门。防水门压力等级应高于其承受的静压。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.3.3 条	该项目水文地质条件简单，可研设计-650m 中段和-850m 中段水泵房其中一个出口通往中段巷道并装设 0.1MPa 防水门。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
	防水门应设置在岩石稳固的地点，由专人管理，定期维修，确保可以随时启用。			
3	井下主要排水设备应包括工作水泵、备用水泵和检修水泵。工作水泵应能在 20h 内排出一昼夜正常涌水量；工作水泵和备用水泵应能在 20h 内排出一昼夜的设计最大排水量。备用水泵能力不小于工作水泵能力的 50%；检修水泵能力不小于工作水泵能力的 25%。只设 3 台水泵时，水泵型号应相同。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.4.3 条	可研设计利用-525m 水平排水泵房。 -650m 水泵房设置 MD360-40×4 型水泵 4 台，正常排水时 2 台工作，1 台检修，1 台备用，最大涌水时 2 台工作，2 台检修。 -850m 水泵房设置 MD360-40×10 型水泵 4 台，正常排水时 2 台工作，1 台检修 1 台备用。	符合要求
4	应设工作排水管路和备用排水管路。水泵出口应直接与工作排水管路和备用排水管路连接。工作排水管路应能配合工作水泵在 20h 内排出一登夜正设计最大排水量。任意一条排水管路检修时，其他排水管路应能完成正常排水任务。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.4.4 条	-650m 水泵房排水管选择 D377×8mm 无缝钢管 2 条，沿 1 号副井井筒敷设，正常 1 条工作，1 条备用。850m 水泵房设计排水管选用 2 条 D377×8mm 无缝钢管作为三期排水管路。	符合要求
5	井下最低中段的主水泵房出口不少于两个；一个通往中段巷道并装设防水门；另一个在水泵房地面 7m 以上与安全出口连通，或者直接通达上一水平。水泵房地面应至少高出水泵房入口处巷道底板 0.5m；潜没式泵房应设两个通往中段巷道的出口。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.4.2 条	-650m 中段和-850m 中段水泵房均为吸入式泵房，泵房出口为两个，其中一个出口通往中段巷道并装设 0.1MPa 防水门，另一个出口用斜巷与人行通风天井连通，斜巷上口高出泵房地面标高 7m 以上。水泵房地面高出水泵房入口处巷道底板 0.5m。	符合要求
6	主要水仓应由两个独立的巷道系统组成。最低中段水仓总容积应能容纳 4h 的正常涌水量；正常涌水量超过 2000m^3/h 时，应能容纳 2h 的正常涌水量，且不小于 8000m^3。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.4.1 条	-650m 水仓总容积 4452.6m^3，-850m 水仓容积 2546.4m^3。	符合要求
7	在有突水可能性的工作面设置的救生圈、安全绳等救生设施。	安监总局[2015]第 75 号	可研报告中无相关要求。	下一阶段设计中需

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
				完善

3.7.1.4 该项目地下开采水灾害分析

1、地下水

1）本矿区地下涌水量较大，根据地质报告，矿体顶板直接与第四系接触，采矿过程中如果破坏第四系含水层，将引起第四系含水层中的地下水大量进入井下采场，从而产生井下透水。

2）矿区第四系砂层含水丰富，地表水及外围水资源充沛，矿床中部砂层直接与基岩或矿体接触，二者水力联系，一般比较微弱，但局部地段砂层底板粘土缺失或厚度较小，形成“天窗”， 会使二者水力联系较为活跃。

3）断层 F2、F3 为隔水断层，F4 为充水断层，受 F2 断层影响，局部地段形成破碎带和裂隙密集带，岩石完整性和稳定性较差，受 F2 断裂影响，未来对矿山开采影响较大。

4）破碎带及人为破坏隔水层均可能沟通或加强含水层之间及地表水与地下水之间的水力联系。

5）地质勘探时遗留下的未封钻孔和封孔质量不高的钻孔可能沟通第四系强含水层中地下水，形成矿坑突水的潜在因素。

在接近第四系岩层和基岩破碎层进行爆破时，应合理设计爆破参数。

建议开采前对原有报废未封钻孔和封孔质量不高的钻孔，进行妥善处理，如未处理，开采时应制定相关安全措施。

（2）井下主排水系统能力复核

1）李楼铁矿涌水量预测

李楼铁矿矿井水由采空区充填的尾砂固结所排的水、生产用水和基岩裂隙含水层水组成，矿山现阶段的涌水量见表 3.7-3。

表 3.7-3 李楼铁矿现阶段涌水量

固结排水（m^3/d）	生产用水（m^3/d）	基岩裂隙水（m^3/d）	总排水量（m^3/d）
1228.3	1744.6	1870.2	4843.1

为了排除生产条件的影响，在矿山正常生产条件下，采用综合平均值作为比拟的依据，分别利用水位降深和采掘长度进行涌水量预测。主要预测内容为基岩裂隙水涌水量，固结排水与生产用水在考虑正常生产情况下变化忽略不计。

① 水位降深

$$K_S = \frac{Q_0}{S_0}$$

则

$$Q = K_S S = \frac{Q_0}{S_0} S$$

式中：

Q_o—已知矿井实际排水量，单位为立方 m 每天（m^3/d）；

Q—设计矿井排水量，单位为立方米每天（m^3/d）；

K_s—降深系数，单位为平方米每天（m^2/d）；

S—设计矿井实际水位降深，单位为米（m）；

S_o—已知矿井实际水位降深，单位为米（m）。

根据计算，原水位降深定为 400m，本次分别计算值-650m 水平和-850m 水平，水位降深分别为-700m 和-900m，-650m 计算基岩裂隙水涌水量为 3272.85m^3/d，-850m 计算基岩裂隙水涌水量为 4207.95m^3/d.

② 采掘长度

$$K_l = \frac{Q_0}{L_0}$$

式中：

K_l—长度系数，单位为平方米每天（m^2/d）；

L—设计矿井巷道开采长度，单位为米（m）；

L_o—已知矿井实际开采巷道长度，单位为米（m），取17794.30m。

根据计算，现阶段实际巷道开采长度自-250m 至-400m，每 25m 一层，共计开采长度 24912m，预测基岩裂隙水涌水量为 2618.32m^3/d；250m 至-650m 预测总开采长度为 56942m，计算基岩裂隙水涌水量为 5984.77m^3/d；-250m 至-850m 预测总开采长度为 88971m，计算基岩裂隙水涌水量为 9351.11m^3/d。

综上所述，矿山在现阶段基础上，开采至-400m 标高，预测正常基岩裂隙水涌水量为 2103.98m^3/d，预测最大基岩裂隙水涌水量为 2618.32m^3/d；开采至-650 标高，预测正常基岩裂隙水涌水量为 3272.85m^3/d，预测最大基岩裂隙水涌水量为 5984.77m^3/d；开采至-850 标高，预测正常基岩裂隙水涌水量为 4207.95m^3/d，预测最大基岩裂隙水涌水量为 9351.11m^3/d。

2）吴集铁矿北段涌水量预测

吴集铁矿北段矿井水由采空区充填的尾砂固结所排的水、生产用水和基岩裂隙含水层水组成。目前矿井已形成完善的排水系统，具有相对完善的水仓、排水沟及泄水孔等排水设施，各水平的水通过泄水孔汇集至-525m 的集中泄水井排至水仓。

根据本矿山总排水量，计算矿坑涌水量为 509.1m^3/d。井巷工程揭露基岩裂隙含水层时，局部会出现滴淋水现象，水量较小（通常小于

1m³/h），且很快疏干，表明基岩裂隙含水层是以消耗型静储量为主。

吴集铁矿北段现阶段的涌水量见表 3.7-4。

表 3.7-4　吴集铁矿北段现阶段涌水量

固结排水（m³/d）	生产用水（m³/d）	基岩裂隙水（m³/d）	总排水量（m³/d）
590	628.7	855	2073.70

为了排除生产条件的影响，采用比拟法预测矿坑涌水量。在矿山正常生产条件下，本次采用综合平均值作为比拟的依据，利用水位降深与裁决长度进行涌水量预测，所选公式为《矿坑涌水量预测计算规程》（DZ/T 0342-2020）附录 A 水文地质比拟法计算公式。主要预测内容为基岩裂隙水涌水量，固结排水与生产用水在考虑正常生产情况下变化忽略不计。

根据矿山后期开采设计，巷道工程最低标高为-650m，故本次预测深度最低为-650m。

①水位降深

$$K_S = \frac{Q_0}{S_0}$$

则

$$Q = K_S S = \frac{Q_0}{S_0} S$$

式中：

Q_o—已知矿井实际排水量，单位为立方米每天（m/d）；

Q—设计矿井排水量，单位为立方米每天（m³/d）；

K_s—降深系数，单位为平方米每天（m²/d）；

S—设计矿井实际水位降深，单位为米（m）；

S_o—已知矿井实际水位降深，单位为米（m）。

n—地下水流态系数，根据深部-400 至-650m 含水岩组与-400m

以上含水岩组渗透系数比值、岩体裂隙率比值综合确定，本次计算定为 0.9。

根据计算，原水位降深为 400m，开采至-400m 水平，水位降深为 450m，计算矿坑涌水量为 961.88m³/d；后期巷道工程最低标高为-650m，降深为 700m，计算矿坑涌水量为 1496.25m³/d。

②采掘长度

$$K_l = \frac{Q_0}{L_0}$$

则

$$Q = K_l F = \frac{Q_0}{L_0} L$$

式中：

K_l—长度系数，单位为平方米每天（m^2/d）；

L—设计矿井巷道开采长度，单位为米（m）；

L_o—已知矿井实际开采巷道长度，单位为米（m）。

n—地下水流态系数，根据深部-400 至-650m 含水岩组与-400m 以上含水岩组渗透系数比值、岩体裂隙率比值综合确定，本次计算定为 0.9。

根据计算，现阶段巷道开采长度自-250m 至-400m，每 25m 一层，共计开采长度 28355m，计算预测涌水量为 1197.00m³/d；-400m 至-650m 按照每 25m 一层，预测-250 至-650m 总开采长度为 64811m，计算预测涌水量为 2735.98m³/d。

综上所述，矿山在现阶段基础上，开采至最低标高-400m，预测正常涌水量为 961.88m³/d，预测最大涌水量为 1197.00m³/d；开采至最低标高-650m，预测正常涌水量为 1496.25m³/d，预测最大涌水量为 2735.98m³/d。

3.7.5 二期工程排水量数据

名称	正常涌水量（m^3/d）	最大涌水量（m^3/d）	生产回水量（m^3/d）	充填回水（m^3/d）	正常排水量（m^3/d）	最大排水量（m^3/d）
李楼	3272.85	5984.77	1988.844	1653	6914.694	9626.614
吴集北段	1496.25	2753.98	723.005	678.5	2897.755	4155.485
合计	4769.1	8738.75	2711.849	2331.5	9812.449	13782.099

表3.7.6 三期工程排水量数据

名称	正常涌水量（m^3/d）	最大涌水量（m^3/d）	生产回水量（m^3/d）	充填回水（m^3/d）	正常排水量（m^3/d）	最大排水量（m^3/d）
李楼	4207.95	9351.11	1744.6	1450	7402.55	12545.71

由于-400m 以上开采系统，李楼与吴集北段共用井下排水系统，设计-525m 水平的排水系统不变。在李楼 1 号副井-650m 车场附近新建排水泵房及水仓等排水设施，同时在 1 号副井内-650m 至-525m 之间敷设接力排水管路，将井下涌水由-650m 排水设施排至-525m 水仓，由现有排水系统接力排至地表高位水池。

3）-525m 水平排水能力及扬程复核：

-525m 水平排水泵房内设 7 台排水泵：4 台 MD580-60×10 型耐磨多级离心泵，流量 580m^3/h，扬程 600m；3 台 MD360-60×10 型耐磨多级离心泵，流量 360m^3/h，扬程 600m。正常涌水时 2 台 MD580-60×10 和 2 台 MD360-60×10 型水泵工作，2 台 MD580-60×10 型水泵备用，1 台 MD360-60×10 型水泵检修。最大涌水时 3 台 MD580-60×10 和 2 台 MD360-60×10 型水泵工作，其余水泵备用。

按照 20 小时排出坑内一昼夜的涌水量对井下主水泵能力进行复核。

①正常涌水时

20 小时 4 台水泵排水能力 580×20×2+360×20×2=37600m^3

37600＞9812.449，正常排水时 2 台 MD580-60×10 和 2 台 MD360-60×10 型水泵能满足井下排水要求。

②最大涌水时

20 小时 5 台水泵排水能力 580×20×3+360×20×2=49200m^3

49200＞13782.099，最大排水时，3 台 MD580-60×10 和 2 台 MD360-60×10 型水泵能满足井下排水要求。

正常涌水时 2 台 MD580-60×10 和 2 台 MD360-60×10 型水泵工作，2 台 MD580-60×10 型水泵备用，1 台 MD360-60×10 型水泵检修。

正常工作时工作水泵排水能力为 580×2+360×2=1880m^3

正常工作时检修水泵排水能力为 360m^3

360÷1880=19.15%

检修水泵能力达不到工作水泵的 25%。不符合《金属非金属矿山安全规程》第 6.8.4.3 条规定

4）-650m 水泵能力及扬程复核

-650m 水泵房安装 MD360-40×4 型水泵 4 台，正常排水时 2 台工作，1 台检修 1 台备用；最大涌水时 2 台工作，2 台检修。水泵工况点流量 360m^3/h，扬程 125m，效率 80%；其余备用、检修。排水管选择 D377×8mm 无缝钢管 2 条，沿 1 号副井井筒敷设，正常 1 条工作，1 条备用，管路内做防腐蚀处理。

按照 20 小时排出坑内一昼夜的涌水量对井下主水泵能力进行复核。

①正常涌水时

20 小时 2 台水泵排水能力 360×20×2=14400m^3

14400＞9812.449，正常排水时，2 台 MD360-40×4 多级离心泵能满足井下排水要求。

②最大涌水时

20 小时 2 台水泵排水能力 360×20×2=14400m^3

14400＞13782.099，最大排水时，2 台 MD360-40×4 多级离心泵能满足井下排水要求。

③水泵扬程复核

按排水高度估算设备所需的扬程为：

H＝1.1×125=137.5m

所选水泵扬程 H=168～142m，满足要求。

5）-850m 泵房水泵能力及扬程复核

-850m 水泵房安装 MD360-40×10 型水泵 4 台，正常排水时 2 台工作，1 台检修 1 台备用。

①正常涌水时

20 小时 2 台水泵排水能力 360×20×2=14400m^3

14400＞7402.55，正常涌水量，2 台 MD360-40×4 多级离心泵能满足井下排水要求。

②最大涌水时

20 小时 2 台水泵排水能力 360×20×2=14400m^3

14400＞12545.71，最大涌水量，2 台 MD360-40×4 多级离心泵能满足井下排水要求。

③水泵扬程复核

按排水高度估算设备所需的扬程为：

H＝1.1×（850-525）=357.5m

所选水泵扬程 H=400m，满足要求。

3.7.1.5 单元评价小结

本单元存在的危险有害因素有：透水、机械伤害、触电和淹溺，由于该项目地表水丰富、地下涌水量较大，对透水危害应加以重视。

下一阶段设计中应完善的问题有：

（1）设计阶段核实-525m、-650m、-850m水仓总容积。

（2）-525m水泵房正常工作时检修水泵能力达不到工作水泵的25%，下一步设计阶段应优化水泵房水泵配置。

（3）有突水可能性的工作面应设置救生圈、安全绳等救生设施。

（4）建议下一阶段设计中，加强地质工作，进一步查明水文地质条件及工程地质条件，尤其是地表水与地下水的联系，天窗和断层的范围及断层的富水性，并采取合理的防排水措施。

（5）在接近第四系岩层和基岩破碎层进行爆破时，应合理设计爆破参数。

（6）矿体开采的深度越来越大，深部水头压力大，在矿山开采过程中，遇破碎带或导水断裂，必须按照相关安全规程进行超前探放水，防止突水事故的发生。

（7）在基建过程中，必须坚持“预测预报、有疑必探、先探后掘、先治后采”的原则，对所有突水可疑地段的井巷施工进行具体的超前探水设计。

3.7.2 防灭火子单元

3.7.2.1 预先危险性分析

表3.7-7　防灭火子单元安全检查表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
电气	不符合防火防爆的要求；电气设	人员伤亡	III	设计选择合理电气设备；严

设备	备安装使用维护不当；电气设备安装存在缺陷或运行时间短路、过载、接触不良、散热不良、漏电等导至过热；电热器具、电火花、电弧和照明灯具形成引燃源。	财产损失		格按设计、规程进行安装，对电器定期检测；正确使用维护电气设备；备足消防灭火器材和消防设施。
危险物料	爆破材料的运输、保存、使用不当；木材、油料、电缆；外界火源；危险部位未设立警示标志；未采取有效的灭火措施。	人员伤亡 财产损失	III	易燃易爆材料要妥善保管、处理；尽量不在易燃易爆物品附近点火；如必须动火应采取有效防火措施；在必要部位配备一定数量的灭火器材。

3.7.2.2 安全检查表

表 3.7-8　防灭火子单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
1	井下消防供水水池容积应不小于 200m³。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020）第 6.9.1.5 条	消防水池与已有生产水池共用，计算一次消防水量为 216m³，可研未明确确保消防水量不被动用的措施。	下一步设计阶段完善
2	在下列地点或区域应配置灭火器：有人员和设备通行的主要进风巷道、进风井井口建筑、主要通风机房和压入式辅助通风机房、风硐及暖风道；人员提升竖井的马头门、井底车场；变压器室、变配电所、电机车库、维修硐室、破碎硐室、带式输送机驱动站等主要机电设备硐室、油库和加油站、爆破器材库、材料库、避灾硐室、休息或排班硐室等； 内燃自行设备通行频繁的斜坡道和巷道，灭火器配置点间距不大于 300m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.9.1.7 条	李楼 1 号副井的-525m 马头门，-625m 马头门，-650m 马头门，-650m 井底车场每处均配置 2 具手提式 5kg 的磷酸铵盐干粉灭火器。破碎硐室、除尘硐室、1 号带式输送机驱动站，加油硐室、风机硐室（10 处）、-650m 中央变电所和水泵房，-625m 采区配电所、-650m 电机车维修硐室、-625m 无轨维修硐室、-625m 值班硐室、-650m 牵引变电硐室，-525m 空压机站硐室等，每个硐室内均设置 4 具 5kg 的磷酸铵盐干粉灭火器和消防砂、铁锹。 -425m～-700m 的斜坡道和-625m 下盘巷道，灭火器配置点间距 300m，每处设置 2 具手提式 5kg 的磷酸铵盐干	符合要求

			粉灭火器。	
3	无轨设备应符合下列规定：每台设备均应配备灭火装置。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.4.2 条	电动铲运机等无轨设备配备灭火器。	符合要求

3.7.2.3 单元评价小结

灭火系统存在的主要危险有害因素为危险物料火灾、爆炸，其危险等级为III级，应加以重视。采取合理的措施后，以上危险有害因素能控制在可接受范围内。

消防水池与已有生产水池共用，计算一次消防水量为 216m³，下一步设计阶段应明确确保消防水量不被动用的措施。

3.8 专项安全保障系统单元

本章节依据《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范 》（AQ2031-2011）、《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》（AQ2032-2011）、《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》（KA/T 2033-2023）、《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》（KA /T 2034-2023）、《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》（KA /T 2035-2023）和《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》（AQ2036-2011）对专项安全保障系统可研设计涉及的安全设施进行检查分析，见表 3.8-1。

表 3.8-1 专项安全保障系统单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
一	监测监控系统	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011)		
1	监测监控系统	《金属非金属地下矿山监测监控系统	可研设计监测监控系统由环境监测系统和视频监控系统组成。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	由主机、传输接口、传输线缆、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，用于监测金属非金属地下矿山有毒有害气体浓度，以及风速、风压、温度、烟雾、通风机开停状态、地压等。	建设规范》(AQ2031-2011) 3.1	环境监测系统通过对井下环境参数的在线监测，主要用来监测井下的各测点的环境参数（风速、风压、一氧化碳等）。在一些重要的地点安装传感器后，可以直接在调度指挥中心及网络工作站上反映出来。 视频监控系统主要是指对人员进出口、中央变电所、泵房、避灾硐室等主要硐室的视频监控。	
2	主机应安装在地面，并双机备份，且应在矿山生产调度室设置显示终端。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 4.5	主机设置两台，双机备份，安装在地表调度中心。	符合要求
3	主机和分站的备用电源应能保证连续工作 2h 以上。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 4.9	矿井监测监控系统必须具备当电网停电后，系统能保证正常工作时间不小于 2h。	符合要求
4	地下矿山应配置足够的便携式气体检测报警仪。便携式气体检测报警仪应能测量一氧化碳、氧气、二氧化氮浓度，并具有报警参数设置和声光报警功能。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 5.1	井下有毒有害气体主要为放炮产生的 CO、NO_x，可通过采用便携式气体检测报警仪监测和设置传感器在线监测。CO 报警浓度不应高于 24ppm，NOx 报警浓度不应高于 2.5ppm。	符合要求
5	一氧化碳报警浓度不应高于 24ppm，二氧化氮报警浓度不应高于 2.5ppm。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 5.4		
6	井下总回风巷、各个生产中段和分段的回风巷应设置风速传感器。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 6.1	井下各生产阶段和分段的回风巷、总回风巷道等地点设置矿用双向风量风速传感器，	符合要求
7	在线监测应满足下列要求： ——井下主要进回风巷、各个生产中段和分段的回风巷应	《金属非金属地下矿山通风技术规范》（KA30-2026）第 4.1.17 条	可研未提及风速传感器、开停传感器设置情况。	下一步设计阶段应完善

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	设置风速传感器。开采高含硫矿床的地下矿山，还应在每个生产中段和分段的进、回风巷靠近采场位置设置硫化氢和二氧化硫传感器。 ——主要通风机和辅助通风机应安装开停传感器，充电硐室应安装氢气传感器。 ——风速传感器应设置在能准确计算风量的地点，风速传感器报警值应根据传感器所在位置实际需风量确定上下限。			
8	主要通风机应设置风压传感器，传感器的设置应符合 AQ2013 中主要通风机风压的测点布置要求。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 6.2	可研未提及风压传感器设置情况。	下一步设计阶段应完善
8	主要通风机、辅助通风机、局部通风机应安装开停传感器。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 6.5	可研未提及开停传感器设置情况。	下一步设计阶段应完善
9	提升人员的井口信号房、提升机房，以及井口、马头门（调车场）等人员进出场所，应设视频监控。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 7.1	可研设计在井下各中段斜坡道联络道口、井下装卸矿点、井下各级机站、井下避灾硐室、井下变电所、井下水泵房、井下炸药库等处均设置高清、低照度、红外矿用网络摄像机。 可研未明确安装在井下爆破器材库视频设备应具备防爆功能。	下一阶段设计中进行明确
10	紧急避险设施及井下爆破器材库、油库、中央变电所等主要硐室，应设视频监控。 安装在井下爆破器材库和油库的视频设备应具备防爆功	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 7.2		

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	能。			
11	对于在需要保护的建筑物、构筑物、铁路、水体下面开采的地下矿山，应进行地压或变形监测，并应对地表沉降进行监测。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 8.1	一期工程已经在地表建设了GNSS 监测系统，目前可以对地表岩体移动监测范围内相关监测点的沉降进行实时在线监测。在李楼-525m 中段和-550m 分段各布置 10 个拾震传感器，在吴集-525m 中段和-550m 分段各布置 10 个拾震传感器。	符合要求
12	存在大面积采空区、工程地质复杂、有严重地压活动的地下矿山，应进行地压监测。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 8.2		
二	人员定位系统	《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》(AQ2032-2011)		
1	井下最多同时作业人数不少于 30 人的金属非金属地下矿山应建立完善人员定位系统	《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》(AQ2032-2011) 4.1	可研设计利用现有井上部分相关设备及人员识别卡，仅在深部新增中段及各类硐室、胶带斜井、斜坡道等处增加人员定位读卡分站。 根据矿山实际进出坑内的人员除在地表副井井口及斜坡道入口进行唯一性识别及登记外，在运输水平、出矿水平、凿岩水平、充填水平井下各配电硐室、井下粗破碎相关硐室、井下带式输送机道、转运站、斜井人行道及相关硐室及其联络道设置人员定位读卡分站，原则上做到全部覆盖，井下巷道及井下水泵房、中央变电所、井下值班室每隔 400m 左右设置 1 台人员定位分站。 在副井井口、井下各中段井口、巷道主要分岔口、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、井下值班室、人员流动较大的巷道、井下避灾硐室等工艺重点区域均设置人员定位分站。	符合要求
2	人员出入井口和重点区域进出口等地点应安装分站（读卡器）。	《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》(AQ2032-2011) 4.7		
3	识别卡应专人专卡，并配备不少于经常	《金属非金属地下矿山人员定位系统	根据劳动定员，正常生产期间三班合计共有经常下井人数约 1310	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	下井人员总数 10%的备用卡。	建设规范》(AQ2032-2011) 4.10	人，备用卡按入井人数的 10%计，矿山应配备识别卡 1441 张，要求所有入井人员必须随身携带识别卡。	
三	紧急避险系统	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》(KA/T 2033-2023)		
1	金属非金属地下矿山应为入井人员配备额定防护时间不少于 30 min 的自救器，并按入井总人数的 10%配备备用自救器。	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》(KA /T 2033-2023) 4.5	可研设计压缩氧自救器性要求防护时间不低于 30min。经常下井人数约为 1310 人，按照下井总人数 1.1 倍配备并考虑备用，自救器数量按照不少于 1441 个配置。所有入井人员必须随身携带自救器。	符合要求
2	所有入井人员必须随身携带自救器。	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》(KA /T 2033-2023) 4.6		
3	应编制事故应急预案，制定各种灾害的避灾路线，绘制井下避灾线路图，并按照 GB14161-2008 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。	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》KA/T 2033-2023 5.2	根据矿山实际情况，绘制井下避灾线路图，编制事故应急预案，并按照 GB14161-2008 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。	符合要求
四	压风自救系统	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T2034-2023)		
1	压风自救系统的空气压缩机应安装在地面，并能在 10min 内启动。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T2034-2023)4.3	可研设计在李楼 1 号副井附近建一座空压机房满足压风自救系统要求，设 6 台 LS20-150L 型螺杆式空压机，五用一备，单台设备排气量 19m³/min，排气压力 0.8MPa。在吴集北段铁矿联合副井附近建一座空压机房满足压风自救系统要求，设 5 台 LS20-150L 型螺杆式空压机，四用一备，单台设备排气量 19m³/min，排气压力 0.8MPa。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
2	压风管道应采用钢质材料或其他具有同等强度的阻燃材料，并采取防腐蚀措施。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T 2034-2023) 4.6	李楼压风管道选用φ159×5 无缝钢管沿李楼 1 号副井敷设至-625m 水平，连接生产压气主管道后可以到达井下采掘作业场所、爆破时撤离人员集中等主要地点。吴集北段压风管道选用φ108×4 无缝钢管沿联合副井敷设至-625m 水平，连接生产压气主管道后可以到达采掘作业场所、爆破时撤离人员集中等主要地点。 可研未明确压风管道防腐蚀措施	下一阶段设计中完善
3	压风管道敷设应牢固平直，并延伸到井下采掘作业场所、紧急避险设施、爆破时撤离人员集中地点等主要地点。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T 2034-2023) 4.7	李楼压风管道选用φ159×5 无缝钢管沿李楼 1 号副井敷设至-625m 水平，连接生产压气主管道后可以到达井下采掘作业场所、爆破时撤离人员集中等主要地点。吴集北段压风管道选用φ108×4 无缝钢管沿联合副井敷设至-625m 水平，连接生产压气主管道后可以到达采掘作业场所、爆破时撤离人员集中等主要地点。	符合要求
4	各主要生产中段和分段进风巷道的压风管路上设置的供气阀门，中段和分段间隔应不大于 200 m。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T 2034-2023) 4.8	设计在主压气管道上安装油水分离器。中段平巷段为Φ133×4mm 无缝钢管，压风管道上每隔 200m 安设一组支管及阀门。	符合要求
5	独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的压风管道上应安设一组供气阀门，相邻两组供气阀门安设间距应不大于 200 m。有毒有害气体涌出的独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100 m 处的压风管道上应安设压风自救装置。每组压风自救装置应可供 5 人～8 人使用，平均每人空气	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》（KA/T 2034-2023） 4.9	独头掘进巷道距掘进工作面 100 m 处压风管道上安设一组支管及阀门，向外每隔 200 m 安设一组支管及阀门。爆破时撤离人员集中地点的压风管道上安设一组支管及阀门。井下爆破器材库、变电所、水泵房等主要硐室处的压风管道上安设一组支管及阀门。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	供给量应不小于 0.1m³/min。			
6	爆破时撤离人员集中地点的压风管道上应安设一组供气阀门。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》（KA/T 2034-2023） 4.10	爆破时撤离人员集中地点的压风管道上安设一组支管及阀门。井下爆破器材库、变电所、水泵房等主要硐室处的压风管道上安设一组支管及阀门。	符合要求
五	供水施救系统	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》（KA/T 2035-2023）		
1	生产用水不符合生活饮用水要求时，供水施救系统中还应建设辅助水池用于储备生活饮用水，容量应不小于 20 m³。辅助水池应采取封闭保护措施，防止异物污染，每年应对辅助水池进行一次全面清洗、消毒，并对水质进行检验。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T 2035-2023) 4.5	矿山生产用水不符合生活饮用水要求。建设辅助水池用于储备生活饮用水，容量为不小于 20m³。辅助水池采取封闭密封措施，防止异物污染，每年对辅助水池进行一次全面清洗、消毒，并对水质进行检验，确保符合生活饮用水。 井下供水施救系统与生产供水系统共用，避险时在地面利用阀门转换装置，切断地面生产、消防给水水源，将其转换成生活用水，保证井下人员生活用水。 可研未明确供水施救系统防腐蚀措施	下一阶段设计中需完善
2	供水施救系统管道应采用钢管材料或其他同等强度的阻燃材料，并采取防腐蚀措施。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T 2035-2023) 4.6		
3	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 200 m。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T 2035-2023) 4.8	供水管道沿李楼 1 号副井敷设有Φ219×7 无缝钢管，在-650 中段马头门处设置减压阀，通过-650m 平巷敷设至吴集北段区域，再沿李楼和吴集北段电梯井进入各水平分段凿岩平巷，支管采用Φ133×6 无缝钢管供水管道。 各出矿中段的供水管路上，间隔 200m 安设一组供水阀门。	符合要求
4	独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100 m 处的供水管道上应安设一组供水阀门，相邻两组供水阀门安设间距应不	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T 2035-2023) 4.9	独头掘进巷道距掘进工作面 100m 处供水管道上安设一组供水阀门，向外间隔 200m 安设一组供水阀门。三通和阀门处设置 ZYJ（A）型矿井压风供水自救装置。随着掘进工作面的推进，不	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	大于 200 m。		断将供水施救管路向前移设。	
5	爆破时撤离人员集中地点的供水管道上应安设一组供水阀门。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T 2035-2023) 4.10	可研设计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。	符合要求
六	通信联络系统	《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011)		
1	金属非金属地下矿山应根据安全避险的实际需要，建设完善有线通信联络系统；宜建设无线通信联络系统，作为有线通信联络系统的补充。	《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011) 4.1	可研设计有线通信系统和应急广播系统。井下电话系统利用原电话调度中心以及调度中心内相关设备，仅增加通信终端以及相关接入设备，所有新增电话终端均由原电话调度主机集中管理，实现矿山井下工程电话通信、调度功能。	符合要求
2	安装通信联络终端设备的地点应包括：井底车场、马头门、井下运输调度室、主要机电硐室、井下变电所、井下各中段采区、主要泵房、主要通风机房、井下紧急避险设施、爆破时撤离人员集中地点、提升机房、井下爆破器材库、装卸矿点等。	《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011) 4.4	在井下各中段采区、马头门、装卸矿点、采区变电所、无轨设备检修硐室、有轨设备检修硐室、中央变电所、水泵房、避灾硐室、风机硐室、主要机电硐室、炸药库、粗破碎硐室、值班硐室等地均设置矿用调度电话。炸药库和井下柴油加油硐室采用防爆型矿用电话。	符合要求
3	通信线缆应分设两条，从不同的井筒进入井下配线设备，其中任何一条通信线缆发生故障时，另外一条线缆的容量应能担负井下各通信终端的通信能力。	《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011) 4.5	李楼井下专用通信电缆敷设由 1 号副井和南风井分别敷设至井下，其中一条通讯电缆发生故障，另一条通讯电缆可承担井下各通讯终端的通讯能力。吴集专用通信电缆敷设由联合副井和南回风井分别敷设至井下，其中一条通讯电缆发生故障，另一条通讯电缆可承担井下各通讯终端的通讯能力。	符合要求

针对可研报告设计内容设置了安全检查项，通过上述检查表分析可知，可研报告对专项安全保障系统相关内容进行了设计，但下一阶

段设计中尚需补充完善。

（1）对风速传感器、开停传感器、风压传感器等设置情况进行详细说明。

（2）安装在井下爆破器材库视频设备应具备防爆功能。

（3）应对井下压风、供水管路防腐设计进行说明。

3.9 矿山供配电设施单元

3.9.1 危险、有害因素辨识与分析

该单元存在的主要危险、有害因素有：

（1）该项目涉及到大量的高、低压电气设备，因设备故障、人为因素等可能发生触电、火灾事故；

（2）供电系统避雷设施原因可导致雷电事故发生；

（3）含有有害物质的电气设备发生故障时产生的有毒有害气体，可能引发中毒窒息事故。

3.9.2 预先危险性分析（PHA）

表3.9-1 矿山供配电设施单元预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
机械伤害	违章作业	1. 操作不熟练； 2. 操作地点不安全； 3. 作业前安全检查、处理不到位； 4. 防护装置（罩）不全。	机械伤害	人员伤害	II	1. 严格执行操作规程； 2. 加强个人防护措施； 3. 完善配备机械安全防护装置。
触电	违章作业； 保护设施不到位。	1. 电器设计、选型不合理、安装存在缺陷或运行时短路、漏电等导致过热及雷电放电产生的电弧、静	短路、引发漏电、触电	人员伤亡、设备损坏	II	1. 严格执行操作规程； 2. 加强个人防护措施； 3. 合理设计、选择电气设备，严格按照施工图和规范进行设备安装、调试；

危险有害因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
		电火花而引起电器火花； 2. 工作面潮湿； 3. 使用电气设备绝缘老化； 4. 电气设备缺少漏电保护等防护装置； 5. 不执行停送电制度； 6. 缺乏安全警示标志； 7. 作业无人监护； 8. 不使用安全电压； 9. 安全装置失效； 10. 个人防护措施不全； 11. 其他违章操作。				4. 电气设备采用保护接地； 5. 变压器周围设围栏，配电室铺设供工作人员检查的绝缘地毯； 6. 配电室配备绝缘靴、绝缘手套、绝缘杆等绝缘设备，门窗加防护网； 7. 高压设备附近悬挂防止触电的警告牌； 8. 在断电的线路上作业时，该线路的电源开关把手必须悬挂警示牌，只有执行这项工作的人员才有权取下； 9. 电气设备可能被人所触及的裸露带电部分，设置警戒标志； 10. 定期检查电气线路及设备； 11. 电气工作人员 100%持证上岗。
雷击	保护设施不到位。	1. 主要建构筑物无防雷击设施； 2. 电气设备、线路，未设有可靠的防雷、接地装置； 3. 未定期进行全面检查和监测导致防雷设施失效； 4. 违章作业，未穿戴劳动防护用品。	电击、电伤	人员伤亡	II	在变配电室、高大建筑附近安装避雷针或避雷器，定期检查、监测。
火灾	绝缘、保护装置失效	1. 电弧、电火花、杂散电流； 2. 保险丝（片）选用不当； 3. 开关及配电箱内油料着火；	明火、短路引发火灾	人员伤亡、设备设施损坏	II	1. 严格执行操作规程； 2. 树立先安全后生产的观念，坚持工作前对工作面的安全处理； 3. 加强个人防护措施； 4. 加强安全管理；

危险有害因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
		4. 机械作用（包括摩擦、震动冲击等）所引起； 5. 绝缘、保护装置未检查，未维护； 6. 装置失效； 7. 未设置消防灭火设施； 8. 其他违章操作。				5. 电气设备采用保护接地； 6. 电网设施漏电、触电、过电流保护装置； 7. 配电室、发电机房、电气设备工作室配置消防灭火设施； 8. 加强电气设备及其线路的检查、维护。
中毒窒息	电气设备事故	1. 设备质量不合格； 2. 电气设备未检查、未维护，缺乏检修，造成设备故障；	中毒窒息	设备设施损坏、人员伤亡	II	1.必须选用具有国家安全认证标志的电气设备； 2.加强电气设备及其线路的检查、维护。

3.9.3 矿山供配电安全检查表

根据《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020）、《矿山电力设计标准》（GB50070-2020）对该项目供配电系统进行检查分析，见表 3.9-2。

表 3.9-2　矿山供配电安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
1	人员提升系统、矿井主要排水系统的负荷应作为一级负荷，由双重电源供电，任一电源的容量应至少满足矿山全部一级负荷电力需求。应采取措施保证两个电源不会同时损坏。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.1.1 条	二期时，1#副井提升机、联合副井提升机、井下-525m 主排水泵、井下-650m 主排水泵、井下采区矿用电梯为一级负荷；三期时，1#副井提升机、李楼-625m 盲副井提升机、井下 -525m 主排水泵、井下 -650m 主排水泵、井下-850m 主排水泵、井下采区矿用电梯为一级负荷；一级负荷采用双重电源供电。	符合要求
2	矿山供电电源和电源线路应符合下列规定： 1 有一级负荷的矿山应由双重电源供电；当一电源中断	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 3.0.3 条	矿山现有 1 座 110kV 变电站和 1 座 35kV 变电站。110kV 变电站由双重电源供电，110kV 蓼李 648（Ⅰ回）、	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	供电，另一电源不应同时受到损坏，且电源容量应至少保证矿山全部一级负荷电力需求，并宜满足矿山二级负荷电力需求。 2 大、中型矿山宜由两回电源线路供电；两回电源线路中的任一回中断供电时，另一回电源线路应保证供给全部一、二级负荷电力需求。		110kV 蓼李 649（Ⅱ回）电源线路分别引自 220kV 蓼城变两段 110kV 母线，两回线路导线型号均为 LGJ-240/30，线路长度为 22km。110kV 变电站内 10kV 系统采用单母线分段接线方式，设有两段母线，两段母线间设有母联装置。 35kV 变电站由一路电源供电，35kV 高李电源线路引自 110kV 高塘变 35kV 母线，作为安徽开发矿业保安电源。	
3	主变电所主变压器设置应遵守以下规定： ——矿山一级负荷的两个电源均需经主变压器变压时，应采用 2 台变压器； ——主变压器为 2 台及以上时，若其中 1 台停止运行，其余变压器应至少保证一级负荷的供电。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 5.6.1.2 条	110kV 变电站设置主变 2 台，其中 1# 主变 SZ22-63000/110，2# 主变 SZ22-63000/110，运行方式一用一备。35kV 变电站设置主变 2 台，其中 1# 主变 SZ9-4000/35，2# 主变 SZ9-8000/35。	符合要求
4	井下变、配电所的电源及供电回路设置应符合下列规定： ——由地面引至井下各个变、配电所的电力电缆总回路数不少于两回路；当任一回路停止供电时，其余回路应能承担该变电所的全部负荷； ——有一级负荷的井下变、配电所，主排水泵房变、配电所，在有爆炸危险或对人体健康有严重损害危险环境中工作的主通风机和升降人员的竖井提升机，应由双重电源供电； ——井下主变、配电所和具有低压一级负荷的变、配电所的配电变压器不得少于 2 台；1 台停止运行时，其余变压器应能承担全部负荷； ——上述设备的控制回路和辅助设备，应有与主设备同等可靠的电源； ——为井下一级负荷供电的	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.1.1 条	有地面至井下各个变、配电所的电力电缆总回路数不少于两回路；一级负荷由双重电源供电；井下主变、配电所和具有低压一级负荷的变、配电所的配电变压器不少于 2 台。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	35kV 及以下除采用钢制杆塔外的地面架空线路不得共杆架设； ——经由地面架空线路引入井下变、配电所的供电电缆，应在架空线与电缆连接处装设避雷装置。			
5	矿山地面主变电所的主变压器为 2 台及以上时，其中 1 台停止运行，其余变压器容量应能保证一级负荷和二级负荷的供电。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 3.0.8 条	110kV 变电站主变为 SZ22-63000/110，满足一级负荷和二级负荷的供电。	符合要求
6	井下电气设备保护接地系统应符合下列规定：井下各开采水平的主接地装置和所有局部接地装置应通过接地干线相互连接，构成井下总接地网；需要接地的设备和局部接地极均应与接地干线连接。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.6.5 条	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，构成井下总接地网。需要接地的设备和局部接地极均应与接地干线连接。	符合要求
7	井下低压配电系统采用 IT 系统时，配电系统电源端的带电部分应不接地或经高阻抗接地；配电系统相导体和外露可导电部分之间第 1 次出现阻抗可忽略的故障时，故障电流不大于 5A。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.1.7 条	井下低压配电系统采用中性点不接地的 IT 系统。	符合要求
8	井下低压配电系统接地型式应符合下列规定： 1 井下有爆炸危险环境，应采用 IT 系统。 2 井下无爆炸危险环境，宜采用 IT 系统；当采用 220/380V 时，也可采用 TN-S 系统。 3 当采用 IT 系统时，配电系统电源端的带电部分应不接地或经高阻抗接地，且配电系统相导体和外露可导电部分之间第一次出现阻抗可忽略的故障时，故障电流不应大于 5A。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 4.1.3 条	井下低压配电系统采用中性点不接地的 IT 系统。	符合要求
9	井下应采用低烟、低卤或无卤的阻燃电缆。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.2.1 条	井下新选用的高、低压电力电缆、控制电缆均采用具有矿用安标的低烟、无卤、阻燃型电缆。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
10	井下电缆应符合下列要求： ——在竖井井筒或倾角 45°及以上的井巷内，固定敷设的电缆应采用交联聚乙烯绝缘粗钢丝铠装聚氯乙烯护套电力电缆或聚氯乙烯绝缘粗钢丝铠装聚氯乙烯护套电力电缆； ——在水平巷道或倾角小于 45°的井巷内，固定敷设的高压电缆应采用交联聚乙烯绝缘钢带或细钢丝铠装聚氯乙烯护套电力电缆、聚氯乙烯绝缘钢带或细钢丝铠装聚氯乙烯护套电力电缆； ——移动式变电站的电源电缆应采用井下矿用监视型屏蔽橡套电缆； ——非固定敷设的高低压电缆、移动式和手持式电气设备应采用矿用橡套软电缆； ——移动式照明线路应采用橡套电缆；有可能受机械损伤的固定敷设照明电缆应采用钢带铠装电缆； ——硐室内应采用塑料护套钢带（或钢丝）铠装电缆； ——井下信号和控制用线路应采用铠装电缆； ——矿用橡套电缆的接地芯线不应兼作其他用途； ——重要电源电缆、移动式电气设备的电缆及井下有爆炸危险环境的低压电缆应采用铜芯电缆。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.2.2 条	竖井中敷设的高压电力电缆选用 WD-MYJY43-10kV 系列；井下平巷中敷设的高压电力电缆选用 WD-MYJY23-10kV 系列。竖井中敷设的低压电力电缆选用 WD-MYJY43-1kV 系列；井下平巷敷设的低压电力电缆选用 WD-MYJY23-1kV 系列；井下采场移动设备选用矿用橡套软电缆。	符合要求
11	井下电缆敷设应符合下列规定： ——水平或倾斜巷道内悬挂的电缆，在矿车、机车掉道时或其他运输车辆运行时不应受到撞击；电缆坠落时不会落在带式输送机上或车辆正常运行的通道上； ——水平或倾斜巷道内的电缆悬挂点的间距不大于 3m；竖井电缆悬挂点的间距不大于 6m；	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.2.6 条	电缆在井下斜巷或平巷内用挂钩挂在巷道壁或支架上敷设，电缆悬挂点间距≤3m；电缆与风、水管平行敷设时，应敷设在管路上方 300mm 以上；高、低压电力电缆之间的净距应≥100mm；高压电缆之间、低压电缆之间的净距应≥50mm，并应不小于电缆外径；电力电缆与通信电缆或光缆敷设在巷道同一侧时，电力电缆应在通信电缆	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	——电缆固定装置应能承受电缆重量，且不应损坏电缆的外皮；电缆上不应悬挂任何物体； ——不应将电缆悬挂在风、水管路上；电缆与风、水管路平行敷设时，应敷设在管路上方 300mm 以上； ——高、低压电力电缆敷设在巷道同一侧时，高压电缆应敷设在上方； ——高、低压电力电缆之间的净距应不小于 100mm；高压电缆之间、低压电缆之间的净距应不小于 50mm，并应不小于电缆外径； ——电力电缆与通信电缆或光缆敷设在巷道同一侧时，电力电缆应在通信电缆下方，且净距不小于 100mm；电力电缆与通信电缆或光缆在井筒内敷设时，净距不小于 300mm； ——裸露的电缆的铠装或金属外皮应作防腐蚀处理； ——供给一级负荷用电的两回电源线路应配置在不同层支架或不同侧的支架上，并应实行防火分隔。		下方，且净距≥100mm；电力电缆与通信电缆或光缆在井筒内敷设时，净距不小于 300mm。	
12	井下不应采用油浸式电气设备。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.3.1 条	井下未选用油浸式电气设备。	符合要求
13	电气硐室应符合下列要求： ——不应采用可燃性材料支护； ——硐室的顶板和墙壁应无渗水； ——中央变电所的地面应比其入口处巷道底板高出 0.5m 以上；与水泵房毗邻时，应高于水泵房地面 0.3m； ——采区变电所及其他电气硐室的地面应比其入口处的巷道底板高出 0.2m； ——硐室地面应以 2‰～5‰的坡度向巷道等标高较低的	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.4.1 条	电气硐室支护采用混凝土或钢筋混凝土形式，并做好防水措施，防止硐室渗漏水。中央变电所采用素混凝土支护，支护厚度 350mm，混凝土强度等级 C25，硐室地面高出其入口处巷道底板 0.5m 以上。水泵房连通出口设有防火门和向外开的铁栅栏门。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	方向倾斜； ——电缆沟应无积水。			
14	电气设备硐室应符合下列规定： ——长度超过 9m 的硐室，应在硐室的两端各设一个出口； ——出口应设防火门和向外开的铁栅栏门；有淹没危险时，应设防水门。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.4.2 条	中央变电所采用素混凝土支护，支护厚度 350mm，混凝土强度等级 C25，硐室地面高出其入口处巷道底板 0.5m 以上。水泵房连通出口设有防火门和向外开的铁栅栏门。水泵房与中央变电所毗邻，采用素混凝土支护， 支护厚度 350mm，混凝土强度等级 C25，硐室地面低于中央变电硐室 0.3m，水泵房一侧通过管子道与 1 号副井连通，另一侧与车场连通，水泵房地面高出其入口处巷道底板 0.5m 以上，通道内设有防水门、栅栏门。	符合要求
15	井下所有作业地点、安全通道和通往作业地点的通道均应设照明。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.5.1 条	井下所有作业地点、安全通道和通往作业地点的通道均设照明。	符合要求
16	下列场所应设置应急照明： ——井下变电所； ——主要排水泵房； ——监控室、生产调度室、通信站和网络中心； ——提升机房； ——通风机房； ——副井井口房； ——矿山救护值班室。 非消防工作区域继续工作应急照明连续供电时间不应少于 2h；消防应急照明和灯光疏散指示标志的备用电源的连续供电时间不应少于 0.5h。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.5.2 条	可研未提及应急照明设置。	下一步设计阶段完善
17	下列地点应设局部接地装置： ——采区变电所和工作面配电点； ——电气设备硐室； ——单独的高压配电装置； ——连接高压电力电缆的接线盒金属外壳。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.6.4 条	局部接地极应设置在各中段变电硐室、单独安装的高压电气设备、低压配电点、连接高压电力电缆的接线盒等电气装置附近的排水沟或集水坑中。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
18	井下电气设备保护接地系统应符合下列规定： ——井下各开采水平的主接地装置和所有局部接地装置应通过接地干线相互连接，构成井下总接地网； ——需要接地的设备和局部接地极均应与接地干线连接； ——不应将两组主接地极置于同一个水仓或集水井内； ——移动式电气设备应采用矿用橡套电缆的接地芯线接地。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.6.5 条	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，构成井下总接地网。需要接地的设备和局部接地极均应与接地干线连接。	符合要求
19	主接地极应设在井下水仓或集水井中，且应不少于两组，应采用面积不小于 0.75m^2、厚度不小于 5mm 的钢板作为主接地极。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.6.6 条	二期时，井下主接地极增设 2 组，分别放在井下-650m 中段主、副水仓中；三期时，井下主接地极增设 2 组，分别放在井下-850m 中段主、副水仓中。主接地极采用-2000×1000×10mm 热镀锌钢板制作，接地干线采用-40×5mm 热镀锌扁钢。	符合要求
20	接地干线应采用截面积不小于100mm^2、厚度不小于4mm的扁钢，或直径不小于12mm的圆钢。电气设备外壳与接地干线的连接线（采用电缆芯线接地的除外）、电缆接线盒两头的电缆金属连接线，应采用截面积不小于 48mm^2、厚度不小于 4mm 的扁钢或直径不小于 8mm 的圆钢。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.6.7 条	接地干线采用-40×5mm 热镀锌扁钢。	符合要求
21	当任一组主接地极断开时，井下接地网上任一接地点测得的接地电阻值不应大于 2Ω。每一移动式和手持式电力设备与最近的接地极之间的保护接地电缆芯线的电阻值，不得大于 1Ω。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 4.6.4 条	当任一主接地极断开时，井下总接地网上任一点测得的总接地电阻，不大于 2Ω。每一移动式和手持式电力设备与最近的接地极之间的保护接地电缆芯线和其他接地线的电阻值，不大于 1Ω。	符合要求

3.9.4 触电危险性评价

该项目触电的危险部位分布在：变压器、高低压配电柜（箱）、控制开关等电气设备及供电线路、照明线路及灯具等。

该项目电力网中的电力设备和线路装设反应短路故障和异常运行状态下的继电保护和自动装置，并且有主保护、后备保护和异常运行保护。同步电机，装设短路、过负荷、失磁及失步保护、低电压及单相接地保护。其他高压异步电机，装设短路、过负荷、低电压和单相接地保护。馈电线路，装设短路、过负荷及单相接地保护。各高压开关柜装设综合保护器。正常情况下不带电的用电设备金属外壳均可靠接地。

该项目供配电系统设置了相应的安全设施，发生触电的风险是可接受的。

3.9.5 单元小结

可研中对供电方案及防雷设施作了设计描述，总体符合《矿山电力设计标准》（50070-2020）、《建筑物防雷设计规范》（GB 50057-2010）等标准规范的要求。

（1）电气系统存在的危险有害因素主要有触电、火灾，其危害等级均为III级，应加以重视。

（2）下一步设计阶段应对应急照明进行详细说明。

3.10 安全管理单元

表 3.10-1 安全管理状况检查

检查项目	检查依据及要求	检查情况	结论
规章制度与操作规程	1.矿山企业要建立健全以法定代表人负责制为核心的各级安全生产责任制。在此基础上，要健全完善安全目标管理、安全例会、安全检查、安全教育培训、生产技术管理、机电设备管理、劳动管理、安全费用提取与使用、重大危险源监控、安全生产隐患排查治理、安全技术措施审批、劳	企业建立健全了以主要负责人负责制为核心的各级安全生产责任制。在此基础上，建立了包含要求的各项安全管理制度。建立了安全技术规程、操作规程等。	符合要求

检查项目	检查依据及要求	检查情况	结论
	动防护用品管理、职业危害预防、生产安全事故报告和应急管理、安全生产奖惩、安全生产档案管理等制度，以及各类安全技术规程、操作规程等。		
安全管理机构	矿山、金属冶炼、建筑施工、运输单位和危险物品的生产、经营、储存、装卸单位，应当设置安全生产管理机构或者配备专职安全生产管理人员。 矿山生产单位，应当按照下列规定设置安全生产管理机构或者配备专职安全生产管理人员：（一）从业人员不足三十人的，配备一名以上专职安全生产管理人员；（二）从业人员三十人以上不足一百人的，设置专门的安全生产管理机构，并配备两名以上专职安全生产管理人员；（三）从业人员一百人以上不足三百人的，设置专门的安全生产管理机构，并配备三名以上专职安全生产管理人员；（四）从业人员三百人以上的，设置专门的安全生产管理机构，并按不低于从业人员百分之一的比例配备专职安全生产管理人员。	企业成立了专职安全管理机构，明确了安全环保科为公司日常管理工作的专管机构，任命了安全总监和专职安全生产管理人员。	符合要求
五职矿长	金属非金属地下矿山每个独立生产系统应当配备专职的矿长、总工程师和分管安全、生产、机电的副矿长，以上人员应当具有采矿、地质、矿建（井建）、通风、测量、机电、安全等矿山相关专业大专及以上学历或者中级及以上技术职称。	企业任命了“五职矿长”。	符合要求
教育培训	2.矿山企业应对职工进行安全生产教育和培训，未经安全生产教育和培训合格的不应上岗作业。	企业对职工进行安全生产教育和培训，未经安全生产教育和培训合格的不许上岗作业。	符合要求
	3.新进地下矿山的作业人员．应接受不少于72h 的安全教育．经考试合格后，由从事地下矿山作业2年以上老工人带领工作至少4个月，熟悉本工种操作技术并经考核合格，方可独立工作。	新进地下矿山的作业人员，接受不少于 72h 的安全教育，经考试合格后，方可上岗作业。	符合要求
	4.调换工种的人员，应进行新岗位安全操作的培训。	调换工种的人员，进行了新岗位安全操作的培训。	符合要求
个体防护	5.矿山企业必须为从业人员提供符合国家标准或者行业标准的劳动防护用品，并监	企业为从业人员提供了符合国家标准或者行业标准的劳动防	符合要求

检查项目	检查依据及要求	检查情况	结论
	督、教育从业人员按照使用规则佩戴、使用。	护用品。	
工伤保险	6.矿山企业应为从业人员办理工伤保险，因特殊情况不能办理工伤保险的，可以办理安全生产责任保险或者雇主责任保险。	为从业人员办理了工伤保险。	符合要求
应急预案	7.矿山企业应根据存在风险的种类、事故类型和重大危险源的情况制定综合应急预案和相应的专项应急预案，风险性较大的重点岗位应制定现场处置方案。应急预案应经过评审，并按照隶属关系向当地县级以上安全生产监督管理部门备案。	2024 年 5 月，对公司应急预案进行了修订，经专家评审后于 2024 年 5 月 29 日在六安市应急管理局进行了备案，取得了生产经营单位生产安全事故应急救援预案备案登记表，备案编号为：341501-2024-0008。	符合要求
	8.矿山企业应建立由专职或兼职人员组成的事故应急救援组织,配备必要的应急救援器材和设备。生产规模较小不必建立事故应急救援组织的，应指定兼职的应急救援人员，并与临近的事故救援组织签订救援协议。	企业建立了兼职矿山救护队，设立了两个兼职矿山救护队，与霍邱县矿区应急救援中心签订了企业救援服务协议。	符合要求
	9.矿山企业应制定应急预案演练计划，每年至少组织一次综合应急预案演练或者专项应急预案演练，每半年至少组织一次现场处置方案演练。	公司制定应急预案演练计划，每年组织一次综合应急预案演练或者专项应急预案演练，每半年至少组织一次现场处置方案演练。	符合要求
其他	10.特种从业人员经有关业务主管部门考核合格，取得特种作业操作资格证书。	特种作业人员全部进行了培训或复审，上岗前均取得了特种作业操作资格证书。	符合要求

评价小结：通过上述检查表检查结果，可研报告对该项目安全管理提出了一些要求， 但下一阶段设计中尚需补充完善，补充的对策措施详见本报告 4.9 章节。

3.11 重大危险源辨识单元

根据《危险化学品重大危险源辨识》（GB18218-2018）对该项目进行重大危险源辨识。

该项目设有储油硐室，但未明确储存的油品类型及储量，建议下一阶段设计中予以明确，确认该项目是否存在重大危险源。

4. 安全对策措施及建议

可研报告中已有的安全对策措施详见可研报告。本章针对该项目特点，依据国家的相关安全标准、规范，补充了以下安全对策措施：

4.1 总平面布置

（1）根据井上井下对照图，可研仅给出了开采-625m 岩层移动监测界线，设计应根据确定的岩石移动角，划定矿山开采期间的岩层移动监测界线。

（2）下一阶段设计中对护顶矿柱及永久保安矿柱进行全面的岩石力学研究，生产中及时开展地压活动规律和地表岩移监测工作。

（3）及时充填、保证采场充填质量，做好接顶，加强上部岩石变形监测。

（4）建议对采矿工艺参数和充填体的强度、稳定性、变形参数等进行分析和试验，在确保生产安全的前提下，优化采场结构参数和充填工艺，防止地表沉降。

（5）下一步设计阶段应补充三期工程开采-200m 以上时对地表岩体移动监测范围建构筑物的安全防护措施。

（6）矿山应严格执行《安徽省金属非金属矿山生产安全紧急情况停产撤人规定》，矿山应实时关注所在地气象，当天气预报为暴雨黄色（6 小时内降雨量将达 50 毫米，或者已达 50 毫米以上且降雨可能持续）及以上等级预警和暴风雷电等极端天气时，应停产撤人。

4.2 开拓系统

（1）李楼南进风井、李楼北回风井、吴集南风井、吴集北风井作为应急安全出口且深度超过 300m，均设有梯子间，安全设施设计应对梯子间休息硐室进行详细设计或说明，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。

（2）下一步设计阶段应对矿用电梯机房通道、马头门阻车器、排水设施、接地、控制柜、绝缘等级等进行说明。

（3）下一步设计阶段应对矿用电梯检验、电梯钢丝绳使用及报废条件进行说明。

（4）下一步设计阶段应对有轨运输巷道是否行人进行说明，如有轨运输巷道行人，应对人行道进行设计。

（5）斜坡道硐口至-200m 中段长度 2589m 的区段，不设人行道，-200m 水平以下斜坡道设人行道，人行道净宽 1.2m、净高 1.9m。斜坡道作为主要安全出口，作为行人的斜坡道，下一步设计阶段应明确斜坡道人行道的设置要求。

（6）下一步设计阶段应对无轨运输巷道是否行人进行说明，如无轨运输巷道行人，应对人行道进行设计。

（7）下一步设计阶段应对水平巷道、斜井和斜坡道中运输设备之间、运输设备与巷道壁或者巷道内设施之间的间隙进行说明。

（8）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。

（9）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，作业人员应佩戴安全带。作业时，不应抛掷物件，不应上下层同时作业，并应设专人监护。

（10）下一阶段设计中应明确人行巷道的水沟盖板的内容。

（11）主溜井应设置安全检查通道。

4.3 提升运输

（1）对电机车滑触线架线提出明确安全要求。

（2）采用无轨设备运输应遵守下列规定：行驶速度不超过 25km/h；通过斜坡道运输人员时，应采用井下专用运人车，每辆车乘员数量不超过 25 人；油料运输车辆在井下的行驶速度不超过 15km/h，与其他同向运行车辆距离不小于 100m；自动化作业采区应设置门禁系统。

（3）长度超过 400m 的带式输送机应设置断带保护、过速、过载保护装置。

（4）应对上行带式输送机防止输送带逆转的措施进行说明。

4.4 采掘

（1）细化充填法回采应采取的安全措施，如：各充填工序间通信联络、人员和设备进入充填体面层之前，应确认充填体具有足够的支撑强度、相邻采场或矿房的充填体达到设计强度要求等。

（2）下一步设计阶段应对-625m 以下进行岩爆倾向性研究。

（3）针对南北盘及 F2 等断层影响区域矿岩破碎、稳固性差的特点，为确保空场嗣后充填法的安全高效实施，应当适当缩小采场长度，并对采场跨度进行相应调整。同时对采场顶板及侧帮进行加固，确保采场回采过程中空场的稳定性。

（4）加强巷道施工地质超前预报专题研究，重点调查断裂、冲击地压、突水和地面沉降的地质调查和超前灾害防治方案研究。

（5）实际生产过程中应重视井巷支护问题，应对支护强度、支护方式与支护参数的合理性重点考虑。

（6）长期监测开采过程中地表沉降，将观测数据进行统计、整理，并进行分析研究，得出地表沉降的空间时间移动规律，为矿区正常生产提供参考依据。

（7）研究深部地压活动规律，通过在线实时监测，分析深部开采岩体应力集中区和应力场变化特点，开展地压活动和岩爆先兆评估，进而预测、预报地压危害和岩爆发生。

（8）由于该项目开采深度大，井下涌水具有较高的水压，应采取超前探放水、监测或探测措施。在施工探水工程时应做好防护措施，防止探水施工过程中发生的人身伤害。

（9）开采顺序上，从高应力区向低应力区推进；从坚硬岩体向软岩体推进；局部遇断层和岩墙等地质弱面时，由弱面向远处推进。

（10）建立完整的岩爆监测系统。对整个矿山开采范围的各个采区进行实时监测，及时预报可能发生破坏性岩爆的位置和强度。

（11）建议在深部开拓初期进行采矿方法研究工作，确定安全合理的井巷施工方案和防治岩爆、冒落等不良工程地质问题的措施，以确保井下生产安全。

（12）针对南北盘及 F2 等断层影响区域矿岩破碎、稳固性差的特点，为确保空场嗣后充填法的安全高效实施，应当适当缩小采场长度，并对采场跨度进行相应调整。同时对采场顶板及侧帮进行加固，确保采场回采过程中空场的稳定性。

（13）为防止压力太大导致爆管危害，建议在充填时管道系统设置压力调控和控制措施，建立对管道压力动态监测系统。

（14）采场应按要求设置充填挡墙。

（15）采场充填应根据充填料的泄水情况和沉积情况等，分多次充填，多次接顶，必须保证接顶充填质量。

（16）工程地质条件中等，应明确防治冒顶、片帮的措施。

4.5 通风系统

（1）当地极端最低气温为-16.6℃，设计应对进入井巷空气温度进行复核、论证，如进风井巷空气温度低于 2℃，应设置空气加热设施。

（2）将 1 号主井、2 号主井、3 号主井、采区电梯井纳入矿井通风网路中，并考虑其相应的风路。

（3）井下各主要进、回风巷道内应建立永久性测风站。

（4）明确主溜井污风处理方式。

（5）井下设置储油硐室、加油硐室，应对独立回风道进行设计说明。

（6）明确风门安装间距与联锁要求。

（7）所有风机站的风机出口均应安装扩散器，以减少风机出口风流的突然扩大损失。

（8）说明局扇风筒材质，应采用阻燃风筒。

（9）由于该项目为改扩建工程，井巷较多，为了防止风流短路、漏风现象，建议合理设置通风构筑物，对废弃巷道及采空区及时封闭并加强管理。

（10）建议对井下温度进一步进行测量，以便于合理的设计井下制冷降温系统，实际生产中对井下温度进行监测，对达不到要求的工作面可适当采取局部降温措施或考虑采用隔热措施。通风系统应考虑地热问题。

（11）风机进风口应设置安全护栏和防护网。

（12）为防止风量分配不合理，应对风量定期进行检测，并及时对风量进行调整。

（13）新安装的主要通风机正式投入使用前，应进行通风机性能测定。

（14）生产矿山应每年核定一次矿井总风量；基建矿山应每半年核定一次矿井总风量（作业点数量发生变化时应核定一次），并检测复核。

（15）按照经验判断，原设计通风量可能偏小，建议设计单位下一步设计时认真研究论证。

4.6 防排水与防灭火

（1）设计阶段核实-525m、-650m、-850m 水仓总容积。

（2）-525m 水泵房正常工作时检修水泵能力达不到工作水泵的 25%，下一步设计阶段应优化水泵房水泵配置。

（3）有突水可能性的工作面应设置救生圈、安全绳等救生设施。

（4）建议下一阶段设计中，加强地质工作，进一步查明水文地质条件及工程地质条件，尤其是地表水与地下水的联系，天窗和断层的范围及断层的富水性，并采取合理的防排水措施。

（5）在接近第四系岩层和基岩破碎层进行爆破时，应合理设计爆破参数。

（6）矿体开采的深度越来越大，深部水头压力大，在矿山开采过程中，遇破碎带或导水断裂，必须按照相关安全规程进行超前探放水，防止突水事故的发生。

（7）在基建过程中，必须坚持“预测预报、有疑必探、先探后掘、先治后采”的原则，对所有突水可疑地段的井巷施工进行具体的超前探水设计。

（8）消防水池与已有生产水池共用，计算一次消防水量为 216m^3，下一步设计阶段应明确确保消防水量不被动用的措施。

（9）下一步设计阶段应重新预测涌水量，一般应采用 2 种以上的方法进行涌水量预测。整合后应全矿不同排水中段一起进行预测。

（10）下一步设计应按水文地质条件中等进行防治水的设防，明确相应的防治水措施，明确水文地质监测系统设计。

4.7 专项安全保障系统

（1）下一步设计阶段应对专项安全保障系统进行详细设计。

（2）对风速传感器、开停传感器、风压传感器等设置情况进行详细说明。

（3）安装在井下爆破器材库视频设备应具备防爆功能。

（4）应对井下压风、供水管路防腐设计进行说明。

（5）《非煤矿山建设项目安全设施设计编写提纲 第 1 部分：金属非金属地下矿山建设项目安全设施设计编写提纲》（KA/T 20.1-2024）8.12 矿山安全避险“六大系统”已变更为 “矿山专项安全保障系统”，建议可行性研究报告和下一步设计阶段应根据编写提纲进行变更。

4.8 矿山供配电设施单元

（1）下一步设计阶段应对应急照明进行详细说明。

4.9 安全管理及其它对策措施

（1）加强从业人员教育培训，从业人员必须熟知各类灾害避灾路线、地面建筑场所的安全疏散通道和自救逃生方法；不熟悉避灾逃生路线，或者不能熟练使用自救器等紧急自救装备的，不得安排上岗作业。

（2）强化重大灾害治理，加强隐蔽致灾因素普查治理。根据《矿山隐蔽致灾因素普查规范 第 3 部分：金属非金属矿山及尾矿库》（KA/T 22.3—2024），必须按规定采用钻探、物探、化探等方法相互验证，查清隐蔽致灾因素并采取有效措施后方可进行采掘作业。

（3）加强矿山自动化、智能化升级改造，完善人员定位、安全监测监控、通信联络、压风自救和供水施救等系统。

（4）矿山企业应当健全以安全风险分级管控和隐患排查治理双重预防机制为核心的安全生产标准化管理体系。严格开展风险辨识评估并实施分级管控，定期开展全员全覆盖隐患排查治理，建立风险隐患台账清单，实行闭环管理。

（5）定期对取得矿山井下特种设备安全标志的在用设备设施开展安全可靠性检验。建立矿用安全设备全生命周期智慧监管平台，实行矿用设备安全责任追究制度。

（6）危险性较大的矿用产品，应根据国家有关规定取得矿用产品安全标

志。

（7）加强矿区地质综合研究与采矿生产实践中所获得的成果资料的收集整理，为矿山今后的找探矿和生产提供可靠的地质依据。

（8）下一步设计阶段应对智能矿山及专项安全保障系统进行详细设计。

（9）矿山应建设安全管理信息平台，并应包括下列内容：矿山发生灾害时，快速、及时调用各系统的综合信息为安全避险和抢险救护提供决策支持情况，项目安全危害因素的事前预警情况等。

（10）下一步设计阶段应对利旧工程和设备进行论证、研究，说明是否符合现在国家相关的法律法规标准规范要求，明确是否可以直接利用，不能利用或者经过改造后利用的，应明确报废期限或改造内容。

（11）下一步设计阶段应对深部基建工程与上部生产系统之间的相互影响进行分析论证，并提出安全保障措施。

（12）下一步设计阶段应明确矿山应急救援队伍和应急装备配备情况。

（13）矿山应当配备专职的矿长、总工程师和分管安全、生产、机电的副矿长，以上人员应当具有采矿、地质、矿建（井建）、通风、测量、机电、安全等矿山相关专业大专及以上学历或者中级及以上技术职称。

（14）矿山应当设立技术管理机构，建立健全技术管理制度，配备具有采矿、地质、测量、机电等矿山相关专业中专及以上学历或者中级及以上技术职称的专职技术人员，每个专业至少配备 1 人。

（15）建议安全设施设计地下开采对岩石移动范围内涉及的所有建构筑物可能造成的影响程度进行详细论证，并就是否需要搬迁给出结论。

5.评价结论

5.1 该项目存在的主要危险、有害因素

该项目地下开采存在的主要危险、有害因素为：冒顶片帮、民用爆炸物品爆炸、透水、中毒、窒息、厂（场）内车辆伤害、高处坠落、物体打击、机械致害、触电、淹溺、其他事故。

5.2 该项目应重点防范的重大危险、有害因素

民用爆炸物品爆炸、高处坠落；

井下开采过程中的冒顶片帮、中毒、窒息、透水；

5.3 应重视的安全对策措施建议

（1）根据井上井下对照图，可研仅给出了开采-625m 岩层移动监测界线，设计应根据确定的岩石移动角，划定矿山开采期间的岩层移动监测界线。

（2）下一阶段设计中对护顶矿柱及永久保安矿柱进行全面的岩石力学研究，生产中及时开展地压活动规律和地表岩移监测工作。

（3）李楼南进风井、李楼北回风井、吴集南风井、吴集北风井作为应急安全出口且深度超过 300m，均设有梯子间，安全设施设计应对梯子间休息硐室进行详细设计或说明，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。

（4）下一步设计阶段应对矿用电梯机房通道、马头门阻车器、排水设施、接地、控制柜、绝缘等级等进行说明。

（5）下一步设计阶段应对矿用电梯检验、电梯钢丝绳使用及报废条件进行说明。

（6）下一步设计阶段应对有轨运输巷道是否行人进行说明，如有轨运输巷道行人，应对人行道进行设计。

（7）斜坡道硐口至-200m 中段长度 2589m 的区段，不设人行道，-200m 水平以下斜坡道设人行道，人行道净宽 1.2m、净高 1.9m。斜坡道作为主要安全出口，作为行人的斜坡道，下一步设计阶段应明确斜坡道人行道的设置要求。

（8）下一步设计阶段应对无轨运输巷道是否行人进行说明，如无轨运输巷道行人，应对人行道进行设计。

（9）下一步设计阶段应对长度超过 400m 的带式输送机应设置断带保护、过速、过载保护装置。

（10）应对上行带式输送机防止输送带逆转的措施进行说明。

（11）下一步设计阶段应对-625m 以下进行岩爆倾向性研究。

（12）当地极端最低气温为-16.6℃，设计应对进入井巷空气温度进行复核、论证，如进风井巷空气温度低于 2℃，应设置空气加热设施。

（13）将 1 号主井、2 号主井、3 号主井、采区电梯井纳入矿井通风网路中，并考虑其相应的风路。

（14）井下各主要进、回风巷道内应建立永久性测风站。

（15）井下设置储油硐室、加油硐室，应对独立回风道进行设计说明。

（16）明确风门安装间距与联锁要求，所有风机站的风机出口均应安装扩散器，说明局扇风筒材质，应采用阻燃风筒。

（17）由于该项目为改扩建工程，井巷较多，为了防止风流短路、漏风现象，建议合理设置通风构筑物，对废弃巷道及采空区及时封闭并加强管理。

（18）设计阶段核实-525m、-650m、-850m 水仓总容积，-525m 水泵房正常工作时检修水泵能力达不到工作水泵的 25%，下一步设计阶段应优化水泵房水泵配置。

（19）下一步设计阶段应对专项安全保障系统进行详细设计。

（20）下一步设计阶段应对应急照明进行详细说明。

（21）下一步设计阶段应对利旧工程和设备进行论证、研究，说明是否符合现在国家相关的法律法规标准规范要求，明确是否可以直接利用，不能利用或者经过改造后利用的，应明确报废期限或改造内容。

（22）下一步设计阶段应对深部基建工程与上部生产系统之间的相互影响进行分析论证，并提出应对措施。

（23）矿山应当配备专职的矿长、总工程师和分管安全、生产、机电的副矿长，以上人员应当具有采矿、地质、矿建（井建）、通风、测量、机电、安全等矿山相关专业大专及以上学历或者中级及以上技术职称。

（24）建议安全设施设计地下开采对岩石移动范围内涉及的所有建构筑物可能造成的影响程度进行详细论证，并就是否需要搬迁给出结论。

5.4 评价结果综述

北京国信安科技术有限公司本着合法性、科学性、公正性、针对性的评价原则及对工作高度负责的态度，根据《安全评价通则》、《关于加强建设项目安全设施“三同时”工作的通知》、《安全生产许可证条例》和《非煤矿矿山企业安全生产许可证实施办法》的规定及业主委托，依据《安全生产法》、《矿山安全法》、《金属非金属矿山安全规程》、《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》等法律、法规、标准、规范及政策文件的要求，对该项目可行性研究报告所涉及总平面布置、开拓运输系统、采掘工艺、通风、防排水、矿山供配电、专项安全保障系统、安全管理等进行了安全预评价。

根据对该项目各单元危险有害因素辨识分析及定性定量评价，提出了相应的对策措施，在落实可行性研究报告及本预评价报告提出的措施建议下，该项目潜在的危险、有害因素能够得到有效控制，其安全风险在可控范围。

5.5 安全预评价结论

从安全生产角度出发，建设项目符合国家现行有关法律、法规、标准、规范的要求；工程潜在的危险有害因素在采纳合理的安全对策措施后能得到有效控制；被评价单位将应配备的安全设施与主体工程同时设计、同时施工、同时投入生产和使用，可实现该项目的安全生产。

附件

1 委托书

2 营业执照

3 采矿许可证

4 安全生产许可证

5 可行性研究报告封皮

6 专家评审意见

7 评价人员现场照片

附图

1 基岩地质图

2 总平面布置图

3 井上井下对照图

4 李楼开拓系统纵投影图

5 吴集北段开拓系统纵投影图

6 -400m 中段平面图

7 -625m 中段平面布置图

8 -650m 中段平面布置图

9 -750m 中段平面布置图

10 -825m 中段平面布置图

11 -850m 中段平面布置图

12 采矿方法图

13 李楼段二期通风系统图

14 吴集北段二期通风系统图

15 三期工程通风系统图

16 李楼段地表高压供电系统图

17 李楼段二期井下高压供电系统图一

18 李楼段二期井下高压供电系统图二

19 吴集北段地表高压供电系统图

20 吴集北段二期井下高压供电系统图

21 李楼段三期井下高压供电系统图一

22 李楼段三期井下高压供电系统图二

23 李楼段三期井下高压供电系统图三