

А.А. Козырев, И.Э. Семенова, А.В. Земцовский

ВАРИАНТЫ СОЗДАНИЯ ОПЕРЕЖАЮЩЕЙ РАЗГРУЗОЧНОЙ ЗОНЫ НА ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТАХ КУКИСВУМЧОРРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Представлены результаты геомеханической оценки отработки запасов на глубоких горизонтах Кукисвумчоррского месторождения апатит-нефелиновых руд. Из-за геологических и горнотехнических условий запасы рассматриваемого блока разделены на 3 технологические зоны: в висячем боку, в средней части рудного тела и в лежащем боку. Предложено вести отработку запасов блока с опережением по висячем боку, что позволяет снизить уровень удароопасности в остальных технологических зонах. Участок рудного тела в висячем боку является зоной повышенного горного давления, поэтому оптимальный выбор системы разработки запасов в данном участке определяет безопасность и эффективность отработки запасов всего блока. Выполнен анализ двух систем разработки: с этажным и подэтажным обрушением. В качестве метода прогнозной оценки напряженно-деформированного состояния использовано численное моделирование. Разработана серия конечно-элементных моделей, позволившая учесть региональные особенности распределения напряжений и параметры элементов горной технологии двух вариантов систем разработки. Для исследования НДС массива применялся программный комплекс Sigma GT, разработанный в ГоИ КНЦ РАН. Из анализа данных расчетов установлено, что наиболее оптимальной системой разработки для выемки запасов в висячем боку рудной залежи Кукисвумчоррского месторождения является система с подэтажным обрушением руды.

Ключевые слова: подземные горные работы, системы разработки с обрушением, удароопасность, геомеханическое обоснование, напряженно-деформированное состояние, численное моделирование, опережающая отбойка.

Введение

Кукисвумчоррское месторождение является одним из крупных апатит-нефелиновых месторождений Хибинского массива и разрабатывается Объединенным Кировским рудником ОАО «Апатит». Месторождение представляет собой пластообраз-

ную залежь мощностью от 235 м в приповерхностной части до нескольких метров в зоне выклинивания. Вмещающие породы представлены подстилающими рудную залежь массивными уртитам и покрывающими – трахитоидными ийолитами и ийолит-уртитам.

Одной из особенностей месторождения является наличие высоких тектонических напряжений, действующих в массиве [1]. Кроме того, вмещающие породы и руды имеют высокие показатели прочности и упругости склонны к хрупкому разрушению [2]. Поэтому месторождение отнесено к склонным и опасным по горным ударам [3].

В настоящее время перед Объединенным Кировским рудником стоят задачи интенсификации подземных горных работ для повышения производительности рудника. Одним из решений этой задачи является разработка запасов на глубоких горизонтах. Однако углубление горных работ влечет за собой рост уровня напряжений и динамических проявлений горного давления [4, 5, 6]. Таким образом, возникает проблема разработки эффективной и безопасной технологии отработки запасов месторождения на глубоких горизонтах в условиях действия высоких тектонических напряжений.

Постановка задач исследований НДС

В статье рассмотрены вопросы подземной отработки запасов на глубоких горизонтах Кукисвумчоррского месторождения на примере опытного блока 7/10 гор. +170 м.

Блок 7/10 Кукисвумчоррского месторождения по простиранию ограничен разрезом 9+48 с востока и разрезом 6+51 с запада, вкрест простирания – верхним и нижним контактами рудного тела. Запасы руды блока отрабатываются системой разработки с обрушением руды и вмещающих пород. В соответствии с планом горных работ Объединенного Кировского рудника, отбойка и извлечение запасов руды блока осуществляется на отметках: +262,2 м, +252 м, +235 м, +210 м, +185 м. Отбитая руда по участковым рудоспускам перепускается на откаточный горизонт +170 м.

Извлекаемые запасы блока по особенностям их отработки предлагается разделить на три основные группы:

- участки рудного тела, расположенные висячем боку в зоне повышенного горного давления;
- центральная (средняя) часть залежи, расположенная под обрушенной толщей пород, с постоянными параметрами выемочных участков и высотой этажа;

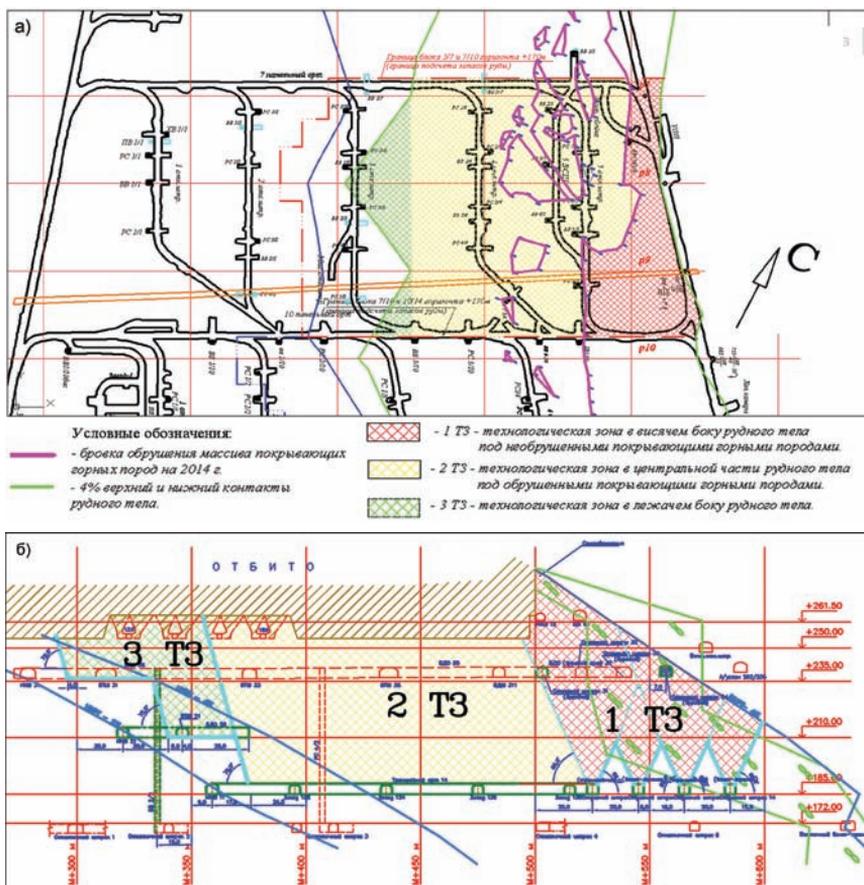


Рис. 1. Технологические зоны при отработке горизонта гор. +170 м: а) план, б) вертикальное сечение вкрест простирания рудной залежи

- запасы в «треугольниках» лежачего бока залежи с ограниченной и непостоянной высотой этажа, наличием обрушенных покрывающих пород.

Соответственно, в контурах рудного тела можно выделить технологические зоны: вдоль висячего бока залежи – 1 ТЗ, центральная – 2 ТЗ и у лежачего бока – 3 ТЗ (рис. 1) и произвести отбор технически осуществимых в данных условиях технологических схем добычи руды, уточнить параметры выемочных участков.

На Объединенном Кировском руднике наибольшее распространение получили следующие системы разработки [7]:

- этажное принудительное обрушение со скважинной отбойкой и площадным выпуском;
- подэтажное принудительное обрушение со скважинной отбойкой с торцевым выпуском и доставкой руды самоходным горнотранспортным оборудованием.

Ниже в статье для краткости будем называть эти системы разработки как система с этажным обрушением и система с подэтажным обрушением. Необходимо отметить, что при применении системы с этажным обрушением использовался траншейный выпуск руды.

Предыдущими исследованиями и практикой ведения горных работ была показана эффективность создания опережающей отбойки по висячему боку рудной залежи при действии максимальных сжимающих напряжений вкрест простирания или под углом более 45° к элементам залегания рудного тела, что позволяет защитить породы лежащего бока от действия высоких тектонических напряжений и создать условия для снижения удароопасности [8]. Поэтому, независимо от выбираемого варианта системы разработки, создание такого опережения является необходимым на глубоких горизонтах Объединенного Кировского рудника АО «Апатит».

В результате анализа геологической и горнотехнической информации по блоку 7/10 были поставлены следующие задачи:

- определение оптимальной и безопасной системы разработки запасов в висячем боку (1 ТЗ) и центральной части рудной залежи (2 ТЗ);
- определение параметров конструктивных элементов систем разработок в 1 и 2 ТЗ;
- оценка устойчивости выработок в 1 ТЗ и 2 ТЗ;
- определение оптимального порядка создания траншей в 1 и 2 ТЗ при применении системы с этажным обрушением;
- определение безопасного направления движения фронта горных работ в 2 ТЗ;
- определение оптимальной величины опережения фронта горных работ в висячем боку в 1 ТЗ.

В последнее время с ростом мощностей вычислительной техники большую популярность получили численные методы исследования геомеханических процессов в массиве. Для данных методов характерны универсальность, применимость для широкого класса случаев и относительная простота вычислений [9, 10, 11].

Для решения перечисленных выше задач применяли программный комплекс Sigma GT, разработанный в Горном инсти-

туте КНЦ РАН и использующий метод конечного элемента. Программный комплекс Sigma GT на протяжении нескольких десятков лет успешно применялся при подготовке регламентов на отработку новых горизонтов подземных рудников ОАО «Апатит», а также при разработке рекомендаций по запросам при отработке отдельных блоков и участков [12].

Из-за большого количества материала, полученного в результате исследования, и ограниченного формата статьи, в представленной работе приводятся только результаты геомеханической оценки отработки запасов в 1 ТЗ. Горные работы в данной зоне оказывает значительное влияние на безопасность выемки остальных запасов в других технологических зонах. Поэтому крайне важно определить наиболее безопасную технологию создания опережающей зоны в всячем боку рудной залежи (в 1 ТЗ).

Разработка конечно-элементных моделей

Для геомеханической оценки технологии создания опережающей разгрузочной зоны при отработке запасов блока 7/10 Кукисвумчоррского месторождения были разработаны численные модели, которые позволяют оценить влияние развития горных работ на напряженно-деформированное состояние (НДС) массива при применении различных систем разработки.

Создания опережающей разгрузочной зоны в блоке 7/10 рассматривается с применением двух различных систем разработки: система с этажным обрушением; система с подэтажным обрушением. Для учета различия этих двух систем были разработаны два типа моделей, учитывающих особенности каждой из рассматриваемых систем.

На первом этапе исследований рассматривали применение системы разработки с этажным обрушением Моделирование НДС массива выполнено в несколько стадий, следующими расчетными вариантами (рис. 2):

- 1) Вариант 0–I – начальное состояние массива;
- 2) Вариант 1–I – проходка выработок на гор. +185 м и создание траншей;
- 3) Вариант 2 – отбойка запасов в всячем боку;
- 4) Вариант 3 – отработка надштрековых целиков;
- 5) Вариант 0–II – проходка выработок на гор. +185 м (дополнительный вариант);
- 6) Вариант 1–II – выемка запасов без создания траншей (дополнительный вариант).

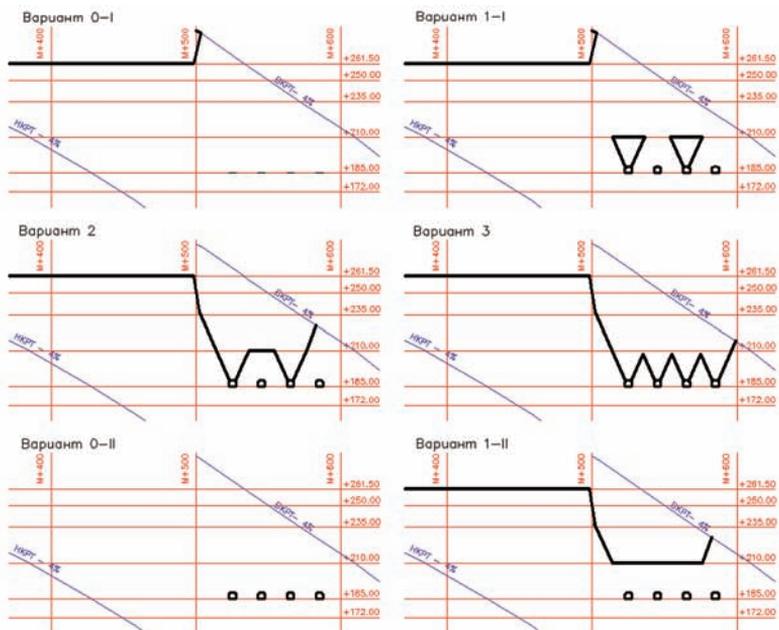


Рис. 2. Схема этапов создания отрезки по висячему боку этажной системы разработки. Вертикальные сечения вкрест простирания рудного тела

Кроме применения системы разработки с этажным обрушением при выемке запасов в висячем боку рассматривалось использование системы разработки с подэтажным обрушением. Для данной системы разработки порядок выемки запасов в висячем боку в 1 ТЗ промоделирован следующими расчетными вариантами (рис. 3):

- 1) Вариант 0 – начальное состояние массива;
- 2) Вариант 1 – проходка подэтажных выработок в районе висячего бока;
- 3) Вариант 2 – начало выемки запасов в висячем боку;
- 4) Вариант 3 – развитие выемки запасов в висячем боку.

Были разработаны серия моделей с детальным разбиением сетки для имитации последовательной выемки запасов в висячем боку рудной залежи с применением систем разработки с этажным и подэтажным обрушением.

Граничные условия для расчета напряженно-деформированного состояния (НДС) в пределах локальных моделей задаются в виде узловых перемещений на гранях модели и рассчитываются путем интерполяции перемещений, полученных в резуль-

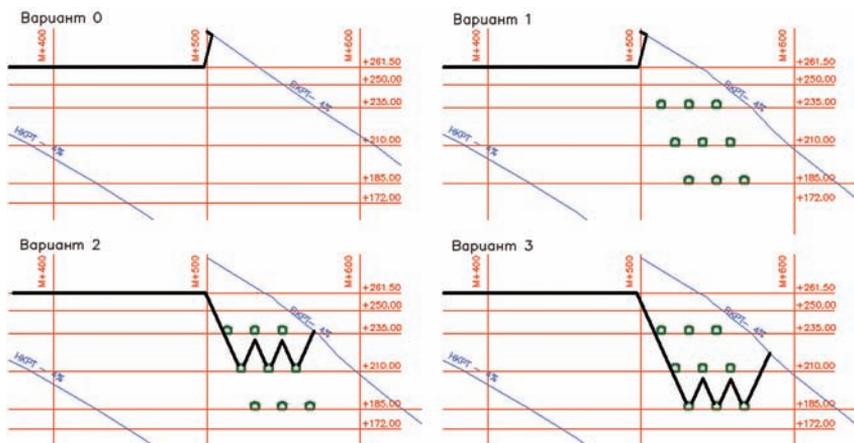


Рис. 3. Схема этапов создания отрезки по висячему боку подэтажной системы разработки. Вертикальные сечения вкрест простираения рудного тела

тате моделирования НДС массива горных пород всего Кукисвумчорского месторождения. Таким образом, учитываются все основные геологические и горнотехнические факторы, влияющие на НДС блока.

В геомеханических расчетах были приняты физико-механические свойства основных пород, представленных в таблице.

В результате были получены объемные геомеханические модели блока 7/10 Кукисвумчорского крыла ОКР, учитывающие параметры рудных тел, упругие свойства массива, рельеф дневной поверхности, исходное НДС массива, текущее состояние горных работ и различия в системах разработки, планируемых к применению для данного блока (рис. 4).

Модели для системы разработки с подэтажным обрушением содержит 177 120 узлов и 167 427 элемента, в каждом вертикаль-

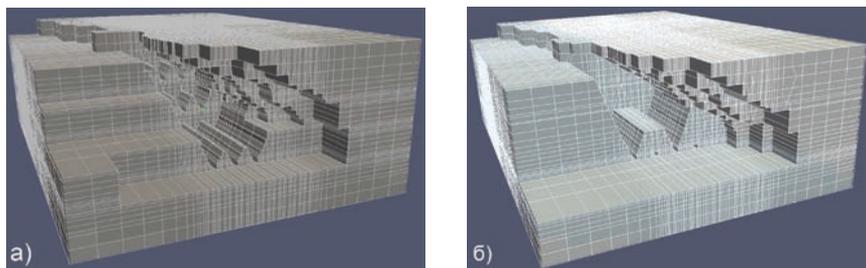
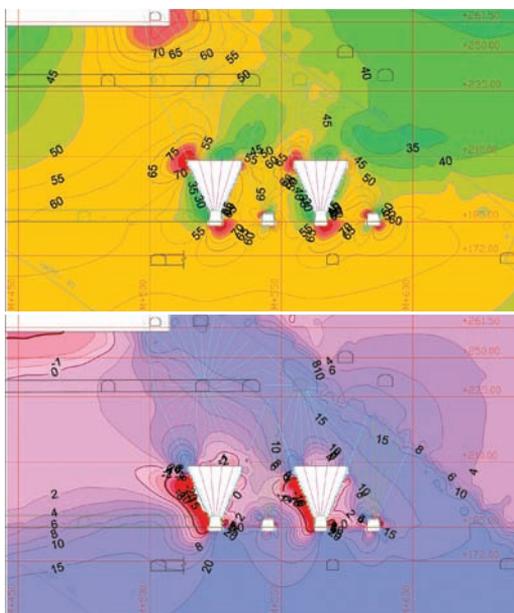


Рис. 4. Объемный вид моделей для: а) системы разработки с подэтажным обрушением; б) системы разработки с этажным обрушением

а)



б)

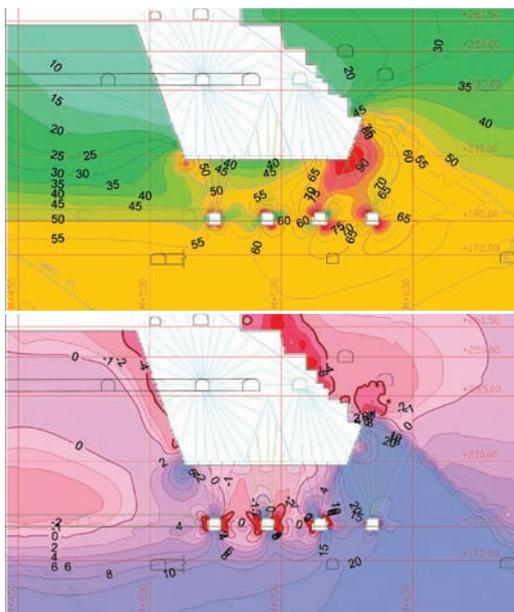


Рис. 5. Распределение максимальных σ_{\max} и минимальных σ_{\min} напряжений по разрезу 8+50 при создании опережающей разгрузочной зоны по висячему боку: а) с траншеями; б) без траншей

Физико-механические свойства горных пород

	Вмещающие породы	Породы рудного тела
Модуль упругости, ГПа	70	40
Коэффициент Пуассона	0,2	0,35
Плотность, т/м ³	2,65	3,00

ном сечении 3280 узлов и 3159 элементов. Модели для системы с этажным обрушением содержит 119 016 узлов и 111 300 элементов, в каждом вертикальном сечении 2204 узлов и 2100 элементов.

Результаты моделирования НДС массива

Решали вопрос о порядке ведения работ при применении системы разработки с этажным обрушением. С точки зрения технологии ведения работ возможно сначала создать траншеи, а потом формировать отбойку или наоборот.

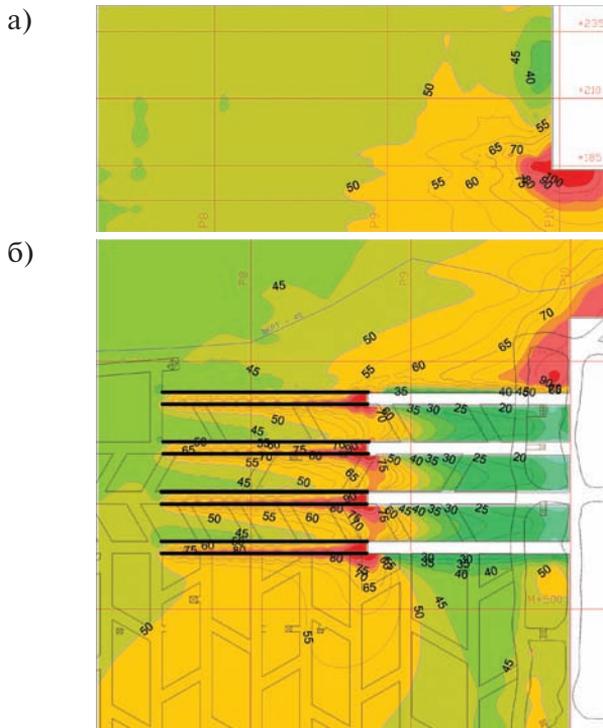
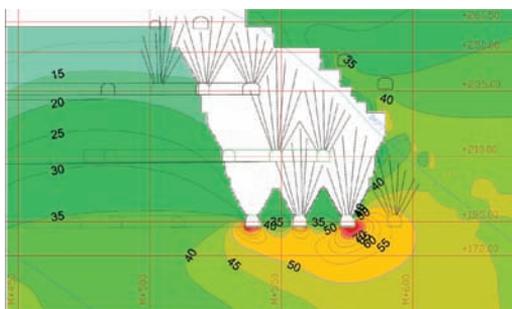
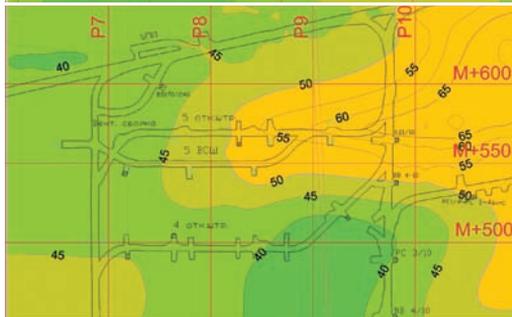


Рис. 6. Распределения максимальных σ_{max} напряжений: а) по вертикальному сечению М+545; б) на горизонте +185 м

а)

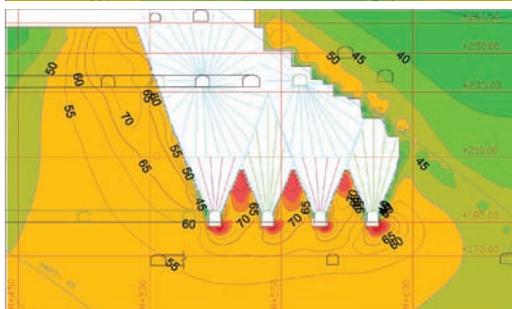


Разрез 8+50



Горизонт
+172 м

б)



Разрез 8+50



Горизонт
+172 м

Рис. 7. Распределение максимальных σ_{max} напряжений при выемке запасов в 1ТЗ системой с: а) подэтажным обрушением; б) этажным обрушением

В случае применения этажной системы разработки в висячем боку рудной залежи 1 ТЗ по геомеханическим условиям наиболее предпочтительным является вариант с предварительным созданием траншей (рис. 5, а). Так как при предварительной отбойке руды до горизонта +209 м, происходит пригрузка массива на отметках траншейного днища (средний уровень $\sigma_{\max} = 60 - 70$ МПа) и соответственно выработок горизонта траншейного днища +185 м (рис. 5, б).

Минимальные напряжения являются сжимающими (рис. 5). При порядке работ с первоначальным созданием траншей локальные зоны растяжений формируются в стенках траншей, что не является критичным. В случае создания очистной выемки до отметки +209 м зоны растяжений формируются в стенках штреков, достигая предельных величин в непосредственной близости от очистной выемки блока 10/14.

Наиболее опасными зонами будут являться зона опорного давления в непосредственной близости от очистной выемки соседнего блока 10/14 (рис. 6, а), а также зона вблизи продвигающегося фронта в висячем боку. Также зона разгрузки к лежащему боку рудной залежи не достигает отметок траншейного днища, где уровень напряжений около 50 МПа. То есть выработки днища в 2 ТЗ будут проходиться в удароопасных условиях (рис. 6, б).

По результатам исследования состояния массива при отбойке запасов в висячем боку в первой технологической зоне системой разработки этажным обрушением были сделаны следующие выводы:

- эффективность разгрузки недостаточна. Зона разгрузки к лежащему боку рудной залежи не достигает отметок траншейного днища. Выработки днища в 2ТЗ будут проходиться в удароопасных условиях.
- наиболее предпочтительным по геомеханическим условиям является вариант с предварительным созданием траншей.

Далее моделировали развитие отрезки по висячему боку (1 ТЗ) системой разработки с подэтажным обрушением.

При развитии отрезки на 100 м в висячем боку рудной залежи (рис. 7) зона разгрузки охватывает большую часть массива в лежащем боку, захватывая все рабочие подэтажи, а также значительную часть массива на откаточном горизонте +172 м. Зона концентрации сжимающих напряжений формируется непосредственно под отрезкой висячего бока.

В результате сравнения применения двух систем в 1 ТЗ можно сделать следующие выводы:

При системе разработке с подэтажным обрушением из-за конфигурации очистного пространства значения максимальных сжимающих напряжений распределены более равномерно по подэтажам и размеры зон концентрации и величин σ_{\max} в них меньше, чем при системе разработки с этажным обрушением, где зона концентрации σ_{\max} с величинами до 120 МПа формируется на горизонте траншейного днища.

Эффект защиты массива в средней части рудного тела от действия высоких сжимающих напряжений выше при применении системы с подэтажным обрушением, причем зона разгрузки в этом случае позволяет защитить не только подэтажи, но и выработки откаточного горизонта.

Применение системы разработки с этажным обрушением руды обуславливает высокую изрезанность массива на горизонте траншейного днища, где наблюдается одновременное действие в массиве высоких сжимающих и критических растягивающих напряжений. Данный фактор оказывает негативное влияние на устойчивость как массива в целом, так и отдельных выработок.

Таким образом, для отработки запасов в висячем боку рудной залежи и создания разгрузочной зоны рекомендуется применение системы с подэтажным обрушением руды.

Заключение

По результатам проведенных исследований установлено, что наиболее оптимальная система разработки для выемки запасов в наиболее удароопасном участке массива (в висячем боку рудной залежи) является система разработки с подэтажным обрушением. Также применение этой системы в 1 ТЗ позволяет снизить уровень максимальных напряжений в средней части залежи (2 ТЗ), что способствует наиболее безопасному извлечению запасов в данной области рудного тела.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Козырев А. А., Панин В. И., Иванов В. И., Савченко С. Н.* Управление горным давлением в тектонически напряженных массивах, т. 2. – Апатиты: Изд. КНЦ РАН, 1996.
2. *Турчанинов И. А., Воларович М. П., Бондаренко А. Т. и др.* Атлас физических свойств минералов и пород Хибинских месторождений. – Л.: Наука, 1975. – 71 с.
3. *Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам».* Приказ Ростехнадзора от 2 декабря 2013 № 576.

4. Макаров А. Б., Огородников С. В., Калмурзаев К. А. Определение природного напряженного состояния массива Малеевского месторождения // Горный журнал. — 2013. — № 5. — С. 57–61.

5. *Figueiredo B., Cornet F. H., Lamas L., Muralha J.* Determination of the stress field in a mountainous granite rock mass // International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2014, Vol 72, pp 37–48

6. *Zhao X. G., Wang J., Qin X. H., Cai M., Su R., He J. G., Zong Z. H., Ma L. K., Ji R. L., Zhang M., Zhang S., Yun L., Chen Q. C., Niu L. L., An Q. M.* In-situ stress measurements and regional stress field assessment in the Xinjiang candidate area for China's HLW disposal // Engineering Geology, 2015, Vol 197, pp 42–56.

7. Белоусов В. В., Абрашитов А. Ю., Сахаров А. Н. Состояние и перспективы развития подземной разработки глубокозалегающих месторождений апатит-нефилиновых руд Хибинского массива // Горный журнал. — 2014. — № 10. — С. 33–38

8. Демидов Ю. В., Козырев А. А., Мальцев В. А., Енютин А. Н. Семенова И. Э. Отработка горизонта с применением протяженных разгрузочных зон в удароопасном массиве / Геодинамика и напряженное состояние недр Земли: сборник научных трудов международной конференции Рос. акад. наук, Сибирское отделение, Ин-т горного дела. — Новосибирск, 2004. — С. 413–418.

9. *Singh G. S. P., Singh U. K.* A numerical modeling approach for assessment of progressive caving of strata and performance of hydraulic powered support in longwall workings // Computers and Geotechnics, September 2009, Vol. 36, Issue 7, pp 1142–1156.

10. *Hidalgo K. P., Nordlund E.* Failure process analysis of spalling failure—Comparison of laboratory test and numerical modelling data // Tunnelling and Underground Space Technology, November 2012, Vol. 32, pp 66–77.

11. *Pan P., Feng X.* Numerical study on coupled thermo-mechanical processes in Äspö Pillar Stability Experiment // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, April 2013, Vol. 5, Issue 2, pp 136–144.

12. Козырев А. А., Семенова И. Э., Шестов А. А. Численное моделирование напряженно-деформированного состояния массива горных пород как основа прогноза удароопасности на разных этапах освоения месторождений / Труды Всероссийской научной конференции с международным участием «Компьютерные технологии при проектировании и планировании горных работ». Горный институт КНЦ РАН, Апатиты. — СПб., 2009. — С. 251–256. **ПИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

*Козырев Анатолий Александрович*¹ — доктор технических наук, профессор, заместитель директора, e-mail: kozar@goi.kolasc.net.ru,

*Семенова Инна Эриковна*¹ — кандидат технических наук, старший научный сотрудник, e-mail: innas@goi.kolasc.net.ru,

*Земцовский Александр Васильевич*¹ — кандидат технических наук, научный сотрудник, e-mail: zemtsovskiy@yandex.ru,

¹ Горный институт Кольского научного центра РАН. 184209, г. Апатиты

**THE VARIANTS OF ADVANCED UNLOADING ZONE
CREATION ON THE DEEP LEVELS
OF THE KUKISVUMCHORR DEPOSIT**

The results of geomechanical assessment of mining on the deep levels of the Kukisvumchorr apatite-nepheline deposit are presented in the paper. The deposit is developed by underground induced block and sublevel caving. Mining operations are carried out in highly stressed rock mass which leads to dynamic manifestations of rock pressure. Due to geological and mining conditions block ore reserves are separated into 3 technological zones: in the hanging wall, in the middle part and in the hanging wall of the ore body. The block ore reserves are supposed to be mined with advance in the hanging wall. This mining sequence allows decreasing the rockburst hazard level in other technological zones.

The ore body area in the hanging wall is a zone of increased rock pressure. That is why the optimal choice of a mining method for this zone determines mining safety and efficiency in all block. The study has analyzed both the block and sublevel caving. The authors have used a numerical modeling method for predictive assessing the rock mass stress state. The set of finite element models has been developed which allows accounting both the regional particularities in stress distribution and parameters of mining technology elements in two mining methods.

Sigma GT software developed in Mining Institute KSC RAS was used for studying the rock mass stress-strain state.

As follows from the analysis of numerical modelling results the sublevel caving method is the most optimal method for mining in the hanging wall of the Kukisvumchorr deposit.

Key words: underground mining, block and sublevel caving methods, rockburst hazard, geomechanical verification, strain-stress state, numerical modelling, advanced mining operations.

AUTHORS

*Kozyrev A.A.*¹, Doctor of Technical Sciences, Professor,
Deputy Director, e-mail: kozar@goi.kolasc.net.ru,

*Semenova I.E.*¹, Candidate of Technical Sciences, Senior Researcher,
e-mail: innas@goi.kolasc.net.ru,

*Zemtsovskiy A.V.*¹, Candidate of Technical Sciences, Researcher,
e-mail: zemtsovskiy@yandex.ru,

¹ Mining Institute of Kola Scientific Centre of Russian Academy of Sciences,
184209, Apatity, Russia.

REFERENCES

1. Kozyrev A.A., Panin V.I., Ivanov V.I., Savchenko S.N. *Upravlenie gornym davleniem v tektonicheskii napryazhennykh massivakh*, t. 2 (Ground control in rock mass under high tectonic stresses, vol. 2), Apatity, Izd. KNTs RAN, 1996.

2. Turchaninov I. A., Volarovich M. P., Bondarenko A. T. *Atlas fizicheskikh svoystv mineralov i porod Khibinskikh mestorozhdeniy* (Atlas of physical properties of Khibiny minerals), Leningrad, Nauka, 1975, 71 p.

3. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoy bezopasnosti «Polozhenie po bezopasnomu vedeniyu gornykh rabot na mestorozhdeniyakh, sklonnykh i opasnykh po gornym udaram»*. Prikaz Rostekhnadzora ot 2 dekabrya 2013 № 576 (Federal standards and regulations in industrial safety: Provisions for safe mining under rockburst hazard. Order of

the Federal Service for Environmental, Industrial and Nuclear Supervision of the Russian Federation, No. 576 dated December 2, 2013).

4. Makarov A. B., Ogorodnikov S. V., Kalmurzaev K. A. *Gornyy zhurnal*. 2013, no 5, pp. 57–61.

5. Figueiredo B., Cornet F. H., Lamas L., Muralha J. Determination of the stress field in a mountainous granite rock mass. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 2014, Vol 72, pp 37–48

6. Zhao X. G., Wang J., Qin X. H., Cai M., Su R., He J. G., Zong Z. H., Ma L. K., Ji R. L., Zhang M., Zhang S., Yun L., Chen Q. C., Niu L. L., An Q. M. In-situ stress measurements and regional stress field assessment in the Xinjiang candidate area for China's HLW disposal. *Engineering Geology*, 2015, Vol. 197, pp. 42–56.

7. Belousov V. V., Abrashitov A. Yu., Sakharov A. N. *Gornyy zhurnal*. 2014, no 10, pp. 33–38.

8. Demidov, Yu. V., Kozyrev A. A., Mal'tsev V. A., Enyutin A. N. Semenova I. E. *Geodinamika i napryazhennoe sostoyanie nedr Zemli: sbornik nauchnykh trudov mezhdunarodnoy konferentsii RAN, Sibirskoe otdelenie, In-t gornogo dela* (Geodynamics and Stress State of the Earth's Interior: International Conference Proceedings: Proceedings of International Conference of Russian Academy of Sciences, Siberian Branch, Institute of Mining), Novosibirsk, 2004, pp. 413–418.

9. Singh G. S. P., Singh U. K. A numerical modeling approach for assessment of progressive caving of strata and performance of hydraulic powered support in longwall workings. *Computers and Geotechnics*, September 2009, Vol. 36, Issue 7, pp 1142–1156.

10. Hidalgo K. P., Nordlund E. Failure process analysis of spalling failure—Comparison of laboratory test and numerical modelling data. *Tunnelling and Underground Space Technology*, November 2012, Vol. 32, pp 66–77.

11. Pan P., Feng X. Numerical study on coupled thermo-mechanical processes in Äspö Pillar Stability Experiment. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, April 2013, Vol. 5, Issue 2, pp 136–144.

12. Kozyrev A. A., Semenova I. E., Shestov A. A. *Trudy Vserossiyskoy nauchnoy konferentsii s mezhdunarodnym uchastiem «Komp'yuternye tekhnologii pri proektirovanii i planirovanii gornyykh rabot»*. Gornyy institut KNTs RAN, Apatity (Computer Technologies in Mine Design and Planning: Proceedings of All-Russian Conference with International Partnership. Mining Institute of Kola Scientific Centre of Russian Academy of Sciences, Apatity), Saint-Petersburg, 2009, pp. 251–256.



Участники «Недели горняка-2016»