УДК 622.831

А.А. Козырев, И.Э. Семенова, И.М. Аветисян

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ВЫЕМКИ ЗАПАСОВ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ КУКИСВУМЧОРРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ*

Представлены результаты геомеханического обоснования выемки запасов глубоких горизонтов Кукисвумчоррского месторождения в условиях действия высоких тектонических напряжений. Установлены технологические факторы, негативно сказывающиеся на устойчивости выработок и в целом массива горных пород. Определены основные принципы, система разработки и параметры горной технологии отработки запасов горизонта +90 м. Предложены региональные и локальные мероприятия, обеспечивающие разгрузку значительной части отрабатываемого массива. Проведено многовариантное численное моделирование напряженно-деформированного состояния массива пород при имитации последовательной выемки запасов горизонта методом конечных элементов в объемной постановке с использованием программного комплекса SigmaGT, разработанного в Горном институте КНЦ РАН. В модели месторождения учтены основные геологические, геомеханические и горнотехнические факторы. Выявлены зоны концентрации сжимающих напряжений и разгрузки массива. Показано преимущество ортовой подготовки запасов горизонта и определены параметры опережений, гарантирующих снижение уровня удароопасности при проходке выработок и отработке секций в защищенных зонах. Представленные положения вошли в «Регламент отработки запасов горизонта +90 м Кукисвумчоррского месторождения Кировского рудника».

Ключевые слова: механика горных пород, напряженно-деформированное состояние, удароопасность, тектонические напряжения, подземные горные работы, численное моделирование.

* Конечно-элементная модель разработана в рамках гранта по приоритетному направлению деятельности РНФ «Проведение фундаментальных научных исследований и поисковых научных исследований отдельными научными группами» № 17-17-01302.

Исследования выполнены при финансовой поддержке АО «Апатит», представленные результаты вошли в «Регламент отработки запасов горизонта +90 м Кукисвумчоррского месторождения Кировского рудника».

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. № 4. С. 143–155.
© 2017. А.А. Козырев, И.Э. Семенова, И.М. Аветисян.

Введение

Хибинские апатит-нефелиновые месторождения являются крупнейшим в мире источником фосфатного сырья, добычу которого на сегодняшний день осуществляют две компании – АО «Апатит» (группа «Фосагро») и АО «Северо-Западная Фосфорная Компания» (группа «Акрон»). Кукисвумчоррское месторождение, как и пять других (Юкспорское, Апатитовый Цирк, Плато Расвумчорр, Коашвинское и Ньоркпахкское), разрабатывает АО «Апатит». Разведанные и подтвержденные запасы руды на месторождениях составляют 2,05 млрд т, что обеспечивает работу предприятия на 75 лет. Выемку запасов на Кукисвумчоррском месторождении с 1929 г. осуществляет Кировский рудник. Всего за период с 1929 по 2016 гг. на рудниках АО «Апатит» добыто более 2 млрд т апатит-нефелиновой руды.

Горные работы на рудниках АО «Апатит» ведутся в удароопасных условиях [1, 2]. При этом неизбежное углубление горных работ и их интенсификация в последние годы приводит к повышению как фонового уровня напряжений, так и увеличению по площади и абсолютным величинам зон концентрации напряжений в окрестности продвигающихся фронтов горных работ и элементов горной технологии. Наращивание объемов добываемой руды в последние годы происходит за счет увеличения доли подземных горных работ. В таких условиях разработка эффективной и безопасной технологии выемки запасов глубоких горизонтов месторождения является, безусловно, актуальной задачей [3–8].

Условия отработки запасов горизонта +90 м Кукисвумчоррского месторождения

Кукисвумчоррское месторождение разрабатывается Объединенным Кировским рудником. Именно здесь было положено начало отработки апатит-нефелиновых месторождений Хибинского массива и работы ведутся на максимальной глубине. Данная статья посвящена обоснованию выемки запасов горизонта +90 м, глубина которого от поверхности достигает 650 м (рис. 1). Месторождение представляет собой пластообразную залежь мощностью от 235 м в приповерхностной части до нескольких метров в зоне выклинивания. Средняя горизонтальная мощность рудной залежи на горизонте +90 м $m_г$ = 189,4 м. Падение залежи северо-восточное, вблизи дневной поверхности (до абсолютных отметок 100–200) пологое (25–30°), а на глубине выклинивания достигает 60°. Средний угол наклона

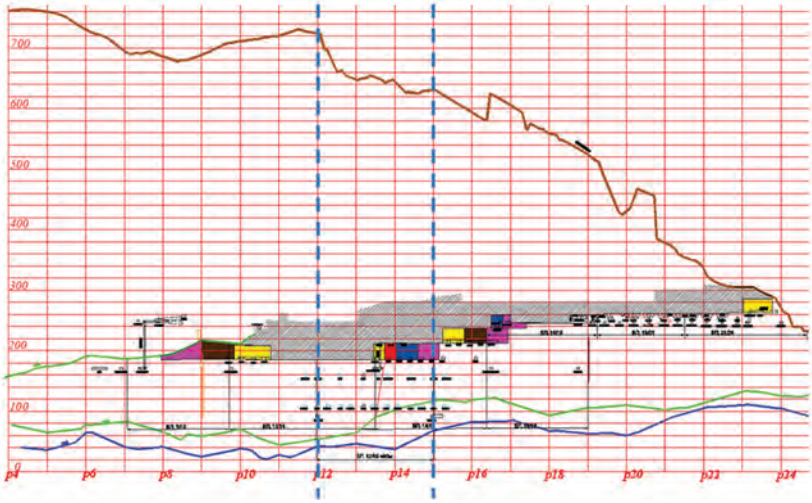

Рис. 1. Разрез по магистрали +600 м Кукисвумчоррского месторождения. Пунктиром выделен вырезной блок 12/15

рудной залежи на горизонте +90 м по лежачему боку составляет 38°, по висячему 48°. Вмещающие породы представлены подстилающими рудную залежь массивными уртитами и покрывающими – трахитоидными ийолитами и ийолит-уртитами.

Одной из особенностей Кукисвумчоррского месторождения является наличие высоких тектонических напряжений, действу-

Рис. 2. Схема действия тектонических напряжений на Кукисвумчоррском месторождении

ющих практически вкрест простирания рудного тела, что в значительной мере обусловлено мощными радиальными разломами Хибинского массива (Саамским и Северным), ограничивающими месторождение по простиранию (рис. 2). Вмещающие породы и руды с высокими показателями прочности и упругости склонны к хрупкому разрушению [9]. Измерения напряжений на Объединенном Кировском руднике, проведенные сотрудниками ГоИ КНЦ РАН, показали, что действующие в массиве напряжения значительно превышают рассчитанные значения напряжений исходя только из собственного веса пород, поле напряжений горизонта +90 м характеризуется величинами 35–45 МПа в рудном теле и 45–65 МПа во вмещающих породах (табл. 1). Средняя компонента главных напряжений составляет около $0{,}6\sigma_{max}$, что при определенных величинах σ_{max} также может быть достаточным для разрушения пород в динамической форме. Минимальная компонента напряжений близка к γH, то есть определяется собственным весом пород и глубиной ведения горных работ. Так как H варьирует в широком диапазоне в силу гористого рельефа дневной поверхности (рис. 1), то и σ_{min} меняется от значений близких к нулевым непосредственно под очистными работами вышележащего горизонта до 20 МПа под максимальными высотными отметками рельефа.

Еще одним важным фактором, определяющим геомеханическое состояние массива месторождения, является наличие разломных структур, шпреуштейнизированных зон и мончикитовых даек.

Все перечисленные факторы, а также геометрия очистных выемок были учтены при разработке трехмерной конечно-эле-

Таблица 1

Параметры напряженно-деформированного состояния (НДС) нетронутого массива Кукисвумчоррского месторождения

Горизонт, м	Максимальные напряжения σ_{max}, (руда/порода) МПа	Азимут вектора σ_{max}, градусы	Наклон вектора σ_{max} к горизонту, градусы
+252	20–30 / 30–50	90±30	20±10 / 0±10
+170	30–40 / 40–60	90±30	0±20
+90	35–45 / 45–65	90±30	0±20
+24	35–50 / 50–70	90±30	0±20
-24	40–55 / 55–70	90±30	0±20

ментной модели Кукисвумчоррского месторождения, с использованием которой проведено геомеханическое обоснование выемки запасов горизонта +90 м. Расчеты НДС выполнены в программном комплексе Sigma GT, разработанном в Горном институте КНЦ РАН [10].

Определение оптимального по геомеханическим условиям места разрезки

При выборе оптимального места разрезки следует учитывать тот факт, что в пределах разрезного блока расположена разломная зона, которая будет оказывать влияние на перераспределение напряжений при развитии горных работ. При проведении разрезки на некотором удалении от разломной зоны отбойка запасов будет вестись на уменьшающийся целик, что влечет за собой дополнительную концентрацию напряжений в целике между фронтом работ и разломом (рис. 3, *а*). При этом существует вероятность разрушения целика и соответственно участков штреков.

Чтобы избежать подобной ситуации, необходимо сместить место разрезки к разломной структуре и в дальнейшем вести работы от нее в обе стороны. При имитации данного варианта было получено снижение уровня напряжений и зона концентрации σ_{max} не располагается в целике (рис. 3, *б*).

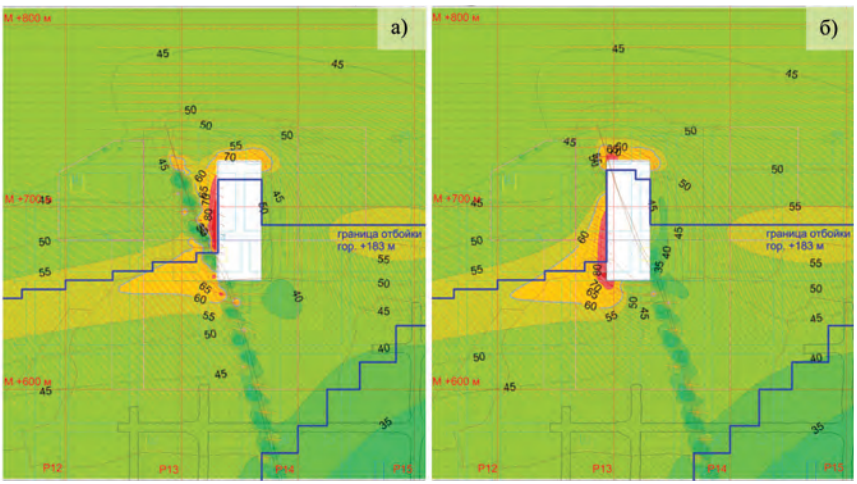

Рис. 3. Распределение σ_{max} на гор. +158 м: при местоположении разрезки в соответствии с планом горных работ (а); при разрезке по разломной структуре (б)

Обоснование варианта системы разработки

Ранее проведенными исследованиями была показана эффективность региональной разгрузки массива с созданием опережающей очистной выемки в висячем боку рудной залежи [11], что подтверждено и опытом работ на Кукисвумчоррском месторождении, где внедрение данного метода позволило на вышележащем горизонте снизить уровень напряжений в значительной части рудной залежи. Поэтому после разрезки на горизонте +90 м предполагается опережающее ведение работ по боку для образования разгрузочной зоны, которая снизит величину действующих тектонических напряжений и обеспечит контакт с обрушенными породами вышележащего горизонта +170 м.

Сравнение результатов расчетов для применяемых на Объединенном Кировском руднике вариантов систем разработки с обрушением руды показало, что при развитии работ в висячем боку этажной системой формируются зоны концентрации напряжений большей площади. Причем в призабойной части опережающей зоны уровень концентрации напряжений близок к пределу прочности пород на сжатие, что будет являться фактором увеличения удароопасности как участка массива, так и отдельных выработок. Кроме того, максимальный уровень действующих напряжений фиксируется на уровне траншейного днища, что будет препятствовать планомерному выпуску руды.

Отмечаются те же закономерности в перераспределении напряжений, что и на вышележащем горизонте +170 м, где были проведены исследования НДС для блока 7/10 при применении систем этажного и подэтажного обрушения [12].

Таким образом, при применении системы с этажным обрушением руды прогнозируется более высокий уровень и площадь зон концентрации напряжений σ_{max}, а также пригрузка выработок днища. Поэтому рекомендуется вести работы по созданию опережающей разгрузочной зоны в висячем боку рудной залежи системой с подэтажным обрушением руды.

При выемке запасов в защищенной зоне системой с этажным обрушением руды основным негативным геомеханическим фактором является бóльший градиент между максимальной и минимальной компонентой главных напряжений, что негативно сказывается на состоянии массива и устойчивости выработок за счет действия высоких касательных напряжений. Как видно на рис. 4 в целиках между выработками траншейного днища происходит рост растягивающих напряжений до абсолютных величин 5÷7 МПа, что превышает $0{,}5\sigma_p$ (σ_p – предел

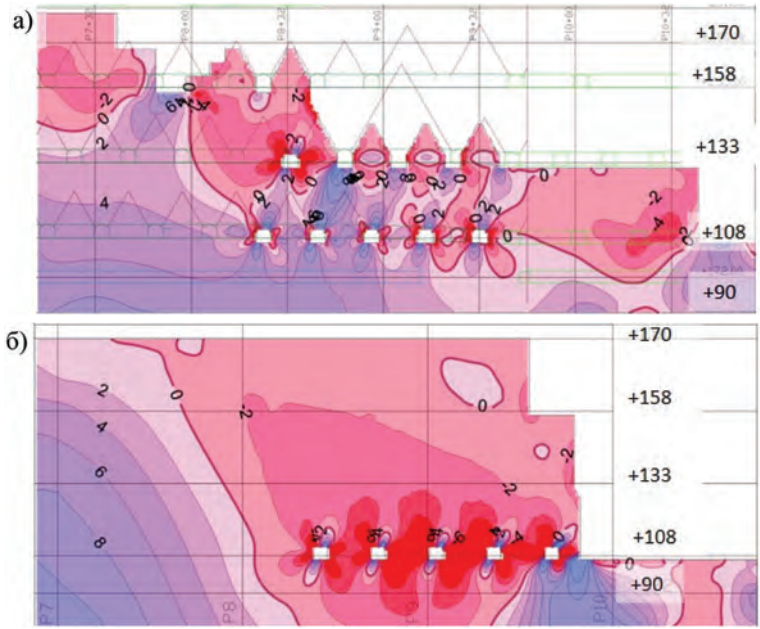

Рис. 4. Распределение напряжений σ_{min} при отработке запасов центральной части рудного тела после создания разгрузочной зоны: системой с подэтажным обрушением руды (а); системой с этажным обрушением руды (б)

прочности пород на одноосное растяжение). Это может привести к прорастанию трещин отрыва в кровле и стенках выработок и постепенному разрушению целиков между ними. Кроме того присутствует высокая изрезанность массива днища при необходимости большего времени обеспечения устойчивости выработок.

Для отработки центральной части залежи предпочтительные геомеханические условия также имеют место при применении системы с подэтажным обрушением руды. Применение системой с этажным обрушением руды допустимо при выполнении дополнительных мероприятий по обезопашиванию и креплению выработок.

Оптимальный порядок развития работ и параметры опережений для разгрузки массива

Рекомендуемый по геомеханических условиям вариант отработки запасов горизонта +90 м в пределах разрезов 2÷22 предполагает использование системы подэтажного обрушения с тор-

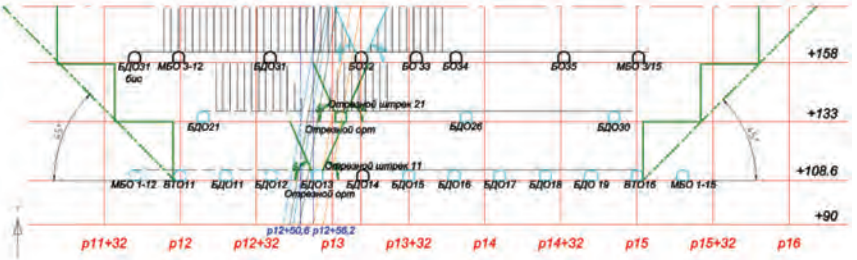

Рис. 5. Схема развития горных работ в разрезе по магистрали

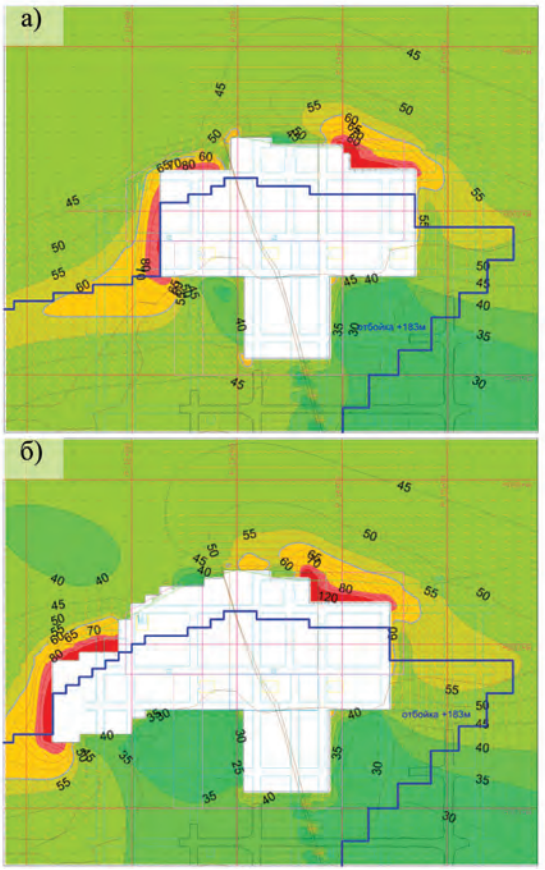

Рис. 6. Распределение σ_{max} на гор. +158 м: при симметричном развитии работ в висячем боку рудной залежи (а); при развитии работ по висячему боку с большей величиной опережения на северо-запад и изменением направления отрезки по направлению контакта рудного тела (б)

цевым выпуском руды во всех технологических зонах. Для обеспечения защиты зоны ведения горных работ от действия высоких субгоризонтальных напряжений необходимо создание опережающей разгрузочной зоны в висячем боку рудной залежи. Опережение разгрузочных зон на вышележащих подэтажах по отношению к нижележащим составляет не менее высоты подэтажа (рис. 5).

Направление действия максимальных напряжений совместно с влиянием фронта вышележащих горных работ обуславливает меньшую эффективность защитной зоны на северо-западе. Поэтому здесь необходимо создание более протяженного опережения для достаточного снижения сжимающих напряжений в породах к лежачему боку от опережающей зоны. Кроме этого возможно изменение направления разгрузочной зоны субперпендикулярно направлению действующих тектонических напряжений. Изменение направления отрезных штреков субпараллельно верхнему контакту рудного тела даст необходимый эффект, так как от разреза 13 на северо запад контакт по

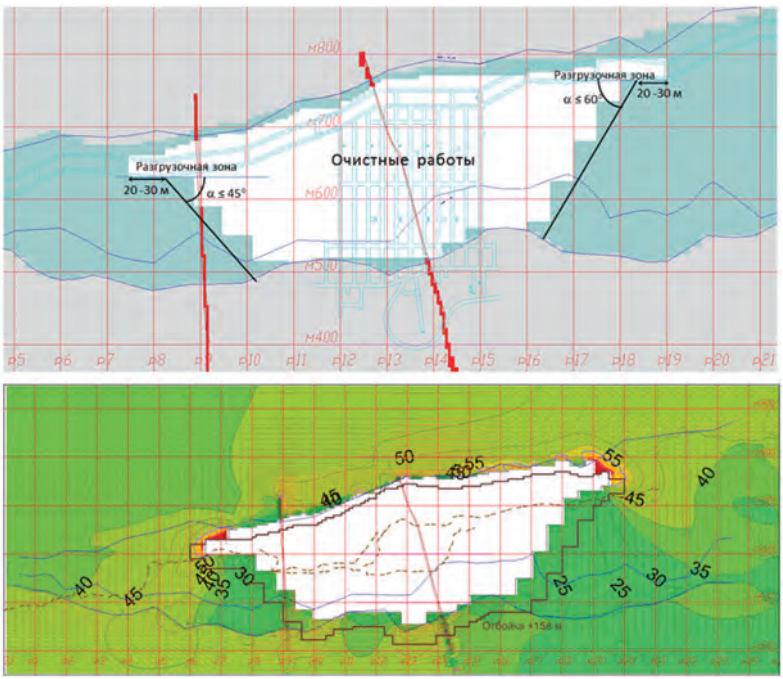

Рис. 7. Схема развития горных работ на подэтажах горизонта +90 м и прогнозное распределение напряжений σ_{max} при ее реализации

блоку практически перпендикулярен проекциям действующих напряжений на горизонтальную плоскость. Это позволит также сократить количество отрезных штреков и снизить показатели разубоживания руды.

При сравнении НДС для случая симметричного и несимметричного развития работ (рис. 6) видно, что площадь разгруженного массива и градиент снижения напряжений (до 25–30 МПа) становятся достаточными только в случае несимметричного развития отрезки и изменения ее направления. Аналогичный эффект наблюдается и на нижележащих подэтажах.

Параметры разгрузочной зоны и защитных углов на подэтажах показаны на рис. 7. Ширина разгрузочной зоны определяется особенностями геометрии верхнего контакта рудного тела и необходимостью сбойки создаваемого опережения в обрушение вышележащего подэтажа. В основном, отбойка опережающей разгрузочной зоны ведется двумя отрезными штреками. Величина опережения разгрузочной зоны по флангам не менее 20–30 м. Ступенчатый фронт очистных работ в горизонтальной плоскости должен формироваться в пределах защитного угла 60° при развитии работ на юго-восток и в пределах 45° при развитии работ в северо-западном направлении. Рекомендуется увеличение целиков между вентиляционно-транспортными выработками до 50–70 м, с последующей проходкой по необходимости буро-доставочных выработок.

Заключение

Таким образом, на основе данных натурных измерений и численных прогнозов о распределении напряжений геомеханически обоснованы основные принципы, система разработки и параметры горной технологии отработки запасов горизонта +90 м Кукисвумчоррского месторождения в условиях действия высоких тектонических напряжений. Минимизацию геодинамических рисков обеспечивают разрезка вблизи имеющейся разломной структуры и опережающее развитие работ по висячему боку рудной залежи с использованием системы подэтажного обрушения. Оптимальное направление отрезных штреков – субпараллельно контакту рудного тела, что позволяет локализовать зону концентрации напряжений на нижележащем подэтаже. Показано преимущество ортовой подготовки запасов горизонта и определены параметры опережений, гарантирующих снижение уровня удароопасности при проходке выработок и отработке секций в защищенных зонах.

С учетом полученных результатов разработаны мероприятия по повышению устойчивости выработок и определен порядок контроля состояния массива.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Инструкция* по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам (РД 06-329-99). – М., 2000.

2. Указания по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам (Хибинские апатит-нефелиновые месторождения). – Апатиты-Кировск, 2010. – 117 с.

3. *Сашурин А.Д.*, *Панжин А.А.* Актуальные проблемы геомеханического обеспечения эффективного и безопасного освоения месторождений твердых полезных ископаемых северных и северо-восточных регионов России // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № S30. – С. 62–70.

4. *Батугин А.С.* К оценке геодинамического риска // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2006. № 9. С. 44–52.

5. *Козырев А.А.*, *Панин В.И.*, *Свинин В.С.* Геодинамическая безопасность при разработке рудных месторождений в высоконапряженных массивах // Горный журнал. – 2010. – № 9. – С. 40–43.

6. *Kozyrev A.A.*, *Semenova I.E.*, *Avetisian I.M.*, *Zemtsovskii A.V.* Methodological approaches and realization of joining zones mining in the rockburst hazardous conditions // International Multidisciplinary Scientific Geoconference SGEM. 2016. Book 1. V. II. P. 565–572.

7. *Trinh N., Jonsson K.* Design considerations for an underground room in a hard rock subjected to a high horizontal stress field at Rana Gruber, Norway // Tunnelling and Underground Space Technology, 2013, Vol. 38, pp. 205–212.

8. *Meifeng Cai*. Prediction and prevention of rockburst in metal mines – A case study of Sanshandao gold mine // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, Volume 8, Issue 2, April 2016, Pages 204–211.

9. *Козырев А.А., Панин В.И., Иванов В.И., Савченко С.Н. и др.* Управление горным давлением в тектонически напряженных массивах. – Апатиты, 1996. – 159 с. (I часть); 162 с. (II часть)

10. *Козырев А.А.*, *Панин В.И.*, *Семенова И.Э.* Опыт применения экспертных систем оценки напряженно-деформированного состояния массива горных пород для выбора безопасных способов отработки рудных месторождений // Записки Горного института. – 2012. – Т. 198. – С. 16–23.

11. *Melnikov N.N.*, *Kozyrev A.A., Demidov Yu.V. Yenyutin A.N. Maltsev V.A. Svinin V.S.* Geomechanic substantiation of effective thick-deposits mining at great depths. Proceedings of the 8th international symposium on mining in the arctic; St-Petersburg, 2005, p. 35–43.

12. *Козырев А.А.*, *Семенова И.Э.*, *Земцовский А.В.* Варианты создания опережающей разгрузочной зоны на глубоких горизонтах Кукис-

вумчоррского месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 4. – С. 231–245. ГИАБ

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Козырев Анатолий Александрович[1] – доктор технических наук, профессор, зам. директора,
e-mail: kozar@goi.kolasc.net.ru,
Семенова Инна Эриковна[1] – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник
e-mail: innas@goi.kolasc.net.ru,
Аветисян Иван Михайлович[1] – кандидат технических наук, научный сотрудник,
e-mail: ivanavetisyan@yandex.ru,
[1] Горный институт Кольского научного центра РАН.

Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2017. No. 4, pp. 143–155.

UDC 622.831

A.A. Kozyrev, I.E. Semenova, I.M. Avetisyan

GEOMECHANICAL SUBSTANTIATION OF DEEP-LEVEL MINING AT KUKISVUMCHORR DEPOSIT

The geomechanical substantiation results of Kukisvumchorr deposit's deep levels mining in conditions of high tectonic stresses acting are represented in the paper. In the result of look-back analysis the technological factors, which negatively affect on stability of workings and rock mass at all, were determined. The basic principles, mining method and technological parameters of +90 m level mining are determined. The regional and local measures which provide the relief of significant part of rock mass are suggested.

The multivariate numerical modeling of rock mass stress-strain state with simulation of the level reserves consequent stoping is carried out by finite element method in three-dimensional statement with using the Sigma GT software, which was developed in Mining Institute of the Kola Science Centre of the Russian Academy of Sciences. The main geological, geomechanical and mining factors are taken into account in model of the deposit. The zones of compressive stress concentration and stress relief in rock mass are defined. Minimization of geodynamical risks is provided by cutting in vicinity of existing fault and by advanced mining in hanging wall of ore body using sublevel caving method. The optimal direction of shrink drifts is subparallel to ore body contact, that allows to localizing the stress concentration zone on underlying sublevel. The advantage of preparation work on the level using cross-cuts is shown and the parameters of advances which guaranty the reducing of rockburst hazard level during drifting and mining in protected zones are determined. The presented statements were included in «Mining regulations of Kirovskiy mine Kukisvumchorr deposit's +90 m level».

Key words: rock mechanics, stress-strain state, rockburst hazard, tectonic stresses, underground mining, numerical modeling.

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,
Leading Researcher, e-mail: innas@goi.kolasc.net.ru,
Avetisyan I.M.[1], Candidate of Technical Sciences,
Researcher, e-mail: ivanavetisyan@yandex.ru,
[1] Mining Institute of Kola Scientific Centre of Russian Academy of Sciences,
184209, Apatity, Russia.

ACKNOWLEDGEMENTS

Finite element model developed in the framework of the grant on the priority area of activities of the RSF «Conduct fundamental research and exploratory research by individual research groups» no 17-17-01302.

The studies have been supported by Apatit Company, the results have been included in the Procedural Rules for Mining at Level +90 m in Kirov Mine at Kukisvumchorr Deposit.

REFERENCES

1. *Instruktsiya po bezopasnomu vedeniyu gornykh rabot na rudnykh i nerudnykh mestorozhdeniyakh, ob"ektakh stroitel'stva podzemnykh sooruzheniy, sklonnykh i opasnykh po gornym udaram (RD 06-329-99)* (Guidelines on safe mining at metalliferous and non-metallic deposits and underground construction under rockburst hazard (RD 06-329-99)), Moscow, 2000.

2. *Ukazaniya po bezopasnomu vedeniyu gornykh rabot na mestorozhdeniyakh, sklonnykh i opasnykh po gornym udaram (Khibinskie apatit-nefelinovye mestorozhdeniya)* (Guidelines on safe mining under rockburst hazard (Khibiny apatite–nepheline fields)), Apatity-Kirovsk, 2010, 117 p.

3. Sashurin A. D., Panzhin A. A. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2015, no S30, pp. 62–70.

4. Batugin A. S. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2006, no 9, pp. 44–52.

5. Kozyrev A. A., Panin V. I., Svinin V. S. *Gornyy zhurnal*. 2010, no 9, pp. 40–43.

6. Kozyrev A. A., Semenova I. E., Avetisian I. M., Zemtsovskii A. V. Methodological approaches and realization of joining zones mining in the rockburst hazardous conditions. *International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM*. 2016. Book 1. V. II, pp. 565–572.

7. Trinh N., Jonsson K. Design considerations for an underground room in a hard rock subjected to a high horizontal stress field at Rana Gruber, Norway. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2013, Vol. 38, pp. 205–212.

8. Meifeng Cai. Prediction and prevention of rockburst in metal mines A case study of Sanshandao gold mine. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, Volume 8, Issue 2, April 2016, pp. 204–211.

9. Kozyrev A. A., Panin V. I., Ivanov V. I., Savchenko S. N. *Upravlenie gornym davleniem v tektonicheski napryazhennykh massivakh* (Ground control under tectonic stresses), Apatity, 1996, 159 p. (I part); 162 p. (II part).

10. Kozyrev A. A., Panin V. I., Semenova I. E. *Zapiski Gornogo instituta*. 2012, vol. 198, pp. 16–23.

11. Melnikov N. N., Kozyrev A. A., Demidov Yu. V. Yenyutin A. N. Maltsev V. A. Svinin V. S. Geomechanic substantiation of effective thick-deposits mining at great depths. *Proceedings of the 8th international symposium on mining in the arctic*; St-Petersburg, 2005, p. 35–43.

12. Kozyrev A. A., Semenova I. E., Zemtsovskiy A. V. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2016, no 4, pp. 231–245.