

И.Э. Семенова, И.М. Аветисян

ОТРАБОТКА СТЫКОВОЧНОЙ ЗОНЫ МЕЖДУ ОТКРЫТЫМИ И ПОДЗЕМНЫМИ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ РАСВУМЧОРРСКОГО РУДНИКА АО «АПАТИТ» В УДАРООПАСНЫХ УСЛОВИЯХ

Рассмотрены варианты отработки стыковочной зоны между открытыми и подземными горными работами горизонта +530 м Расвумчоррского рудника АО «Апатит». Обоснованы порядок ведения горных работ, местоположение и размер стыковочной секции, мероприятия по предотвращению проявлений горного давления. Разработана геомеханическая модель массива месторождений и проведено многовариантное численное моделирование напряженно-деформированного состояния массива пород методом конечных элементов в объемной постановке с использованием программного комплекса SigmaGT, разработанного в ГоИ КНЦ РАН. Одним из основных факторов, влияющих на напряженно-деформированное состояние массива в окрестности исследуемых месторождений, является действие в массиве тектонических напряжений, которые были учтены при моделировании. Уточнены параметры стыковочных секций по результатам прогнозной оценки их напряженного состояния. Обоснована технология работ, снижающая геодинамические риски при выемке запасов. Доказана необходимость создания разгрузочной зоны в висячем боку рудной залежи при достижении критических размеров блока-целика на каждом подэтаже с опережением вышележащего подэтажа по отношению к нижележащему. Определены предельные размеры стыковочной секции и ее оптимальное местоположение на подэтажах.

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

Введение

Отработка полезных ископаемых на рудниках АО «Апатит» ведется в удароопасных условиях [1, 2]. При этом неизбежное углубление горных работ и их интенсификация в

ISSN 0236–1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2016. № 4. С. 314–325.
© 2016. И.Э. Семенова, И.М. Аветисян.

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 происходит за счет увеличения доли подземных горных работ. Ведение горных работ на удароопасных месторождениях рекомендуется без создания целиков, однако в случае сближенных месторождений или месторождений, имеющих лишь условную границу, неизбежно возникает ситуация, когда между очистными пространствами, развивающимися на каждом месторождении независимо, остается участок массива, который, по сути, является блоком-целиком и требует дополнительных проработок по выемке запасов, как с точки зрения технологии, так и с позиций геомеханических условий [3].

Именно такая ситуация имеет место на Расвумчоррском руднике, где на определенном этапе ведения горных работ будут образованы стыковочные зоны (блоки-целики) между открытыми и подземными горными работами. На отработку запасов стыковочных зон необходим регламент, так как месторождения «Апатитовый цирк» и «Плато Расвумчорр», обрабатываемые Расвумчоррским рудником, отнесены к опасным по горным ударам [4, 5]. Для решения данной задачи Горным институтом КНЦ РАН был разработан регламент на отработку запасов горизонта +530 м в зоне стыковки подземных и открытых горных работ Расвумчоррского рудника АО «Апатит».

Описание объекта исследования

Общая протяженность исследуемых месторождений по простиранию составляет 5,7 км, из них протяженность «Плато Расвумчорр» – 3,2 км, «Апатитового Цирка» – 2,5 км. Месторождения условно разделены на три зоны:

- «Апатитовый Цирк» в разрезах 1–35 Расвумчоррского рудника;
- стыковочная зона с Центральным карьером между разрезами 0–5п Расвумчоррского рудника;
- подкарьерные запасы месторождения «Плато Расвумчорр» между разрезами 5п и 7 Расвумчоррского рудника.

Одним из основных факторов, влияющих на напряженно-деформированное состояние (НДС) Хибинского массива, включающего месторождения «Апатитовый Цирк» и «Плато Расвумчорр», является действие в массиве тектонических на-

пряжений. Действие тектонических напряжений в массивах пород в окрестности некоторых рудных месторождений в настоящее время фиксируется многими исследователями [6–9]. Результаты измерений напряжений на Расвумчоррском руднике, проведенных сотрудниками ГоИ КНЦ РАН, показали, что действующие в массиве напряжения значительно превышают рассчитанные значения напряжений исходя только из собственного веса пород [10]. Это позволяет сделать вывод о соответствии напряженного состояния прибортового массива гравитационно-тектоническому типу.

Разработка конечно-элементной модели

Прогнозные расчеты НДС с учетом фактического состояния горных работ и исходного НДС массива проведены методом конечных элементов в объемной постановке, с использованием специально разработанной геомеханической модели участка Хибинского массива в среде лицензионного программного обеспечения SigmaGT [11].

Численная модель НДС массива пород в окрестности зоны стыковки подземных горных работ с карьером «Центральный» была сформирована путем вырезания локальной области с уплотнением сетки конечных элементов из мелкомасштабной модели массива месторождений «Апатитовый цирк» и «Плато Расвумчорр» [12].

Местоположение границ новой модели определено в результате сравнения расчетных вариантов с фактическим состоянием горных работ и при имитации их развития до полной отработки запасов зоны стыковки открытых и подземных горных работ на горизонтах +530 м и +470 м. Критерием выбора является не более чем 5%-ное изменение узловых перемещений u_x , v_y и w_z в районе будущих границ.

Новая модель ориентирована по разрезам и магистралям Центрального карьера и ограничена в плане разрезами P13 – P27 и магистралями M+425 – M+1650. Размеры области моделирования в плане составляют 1400×1225 м². По вертикальной оси область моделирования ограничена дном на отметке +0 м и рельефом дневной поверхности. Граничные перемещения получены путем интерполяции из мелкомасштабной модели.

В районе зоны сгущения сетки большая часть конечных элементов имеет размеры 10×10×15 м³, что позволяет достаточно подробно промоделировать конфигурацию отбойки и рудного тела в зоне стыковки открытых и подземных горных работ.

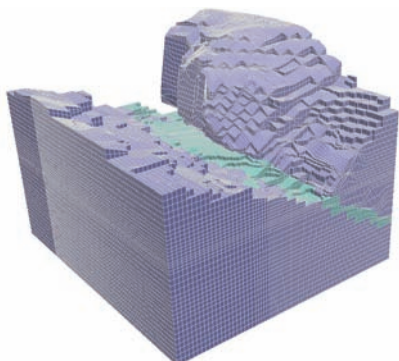


Рис. 1. Трехмерное отображение модели зоны стыковки подземной выемки Расвумчоррского рудника с карьером «Центральный»

Количество элементов в вертикальном сечении – 4600, количество элементов в модели – 575 000. Общий вид трехмерной модели представлен на рис. 1.

Определение размеров блока-целика

При развитии горных работ встречными фронтами при определенном расстоянии между ними происходит существенное увеличение напряжений за счет взаимного наложения зон концентрации напряжений. Именно при таких параметрах участок массива между очистными пространствами в условиях действия высоких тектонических напряжений становится блоком-целиком и для его отработки необходима разработка мероприятий по предотвращению вредных проявлений горного давления.

Под началом взаимного влияния двух очистных пространств при модельных исследованиях понимается 10% увеличение концентрации напряжений в целике между ними по сравнению с начальным уровнем, что соответствует точности определений параметров напряженного состояния массива существующими методами. 10%-ное изменение напряжений будет являться значимым, так как граничные условия для моделирования НДС определены на основе данных, полученных методом разгрузки.

На рис. 2 приведен график изменения средних по блоку-целику значений напряжений σ_{\max} при приближении фронта подземных горных работ к борту карьера. Исходная величина напряжений при расстоянии 200 м составляет 50 МПа. Соответственно, напряжения, увеличенные на 10%, составят примерно 55 МПа. Таким образом, ширина блока-целика, исходя из критерия 10% увеличения напряжений в центре блока, составляет 120 м.

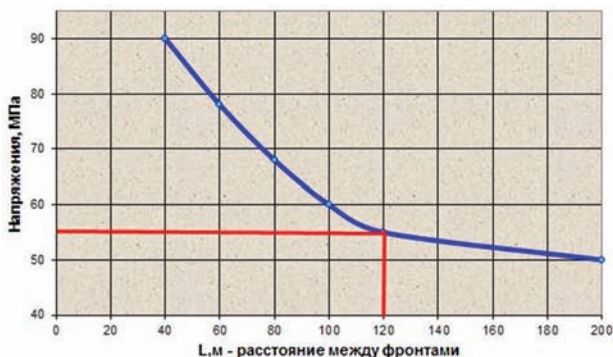


Рис. 2. Зависимость максимального главного напряжения от расстояния между очистными фронтами (синяя кривая). Красной линией показан 10% уровень увеличения напряжений по сравнению с исходным и соответствующий ему размер блока-целика

Начиная с этого расстояния между фронтами горные работы в блоке должны вестись в соответствии с данным регламентом.

Результаты численного моделирования

С использованием новой модели зоны стыковки подземных и открытых горных работ были просчитаны варианты последовательного развития горных работ (рис. 3). При моделировании учитывали изменение очистной выемки на всех рабочих горизонтах Расвумчоррского рудника. Проведем анализ распределения напряжений по следующим из них:

- I — фактическое состояние горных работ на конец 2014 г.;
- II — развитие подземных горных работ (2016 г.);
- III — вариант дальнейшего развития горных работ с формированием стыковочной секции на подэтаже +575 м;
- IV — сбойка с карьером на горизонте +575 м;
- V — формирование стыковочной секции на подэтаже +550 м;
- VI — сбойка с карьером на горизонте +550 м.

Фактическое напряженное состояние участка на удалении от горных работ во вмещающем массиве характеризуется уровнем сжимающих напряжений около 30 МПа с ориентировкой σ_{\max} по простиранию рудной залежи. Непосредственно в зоне стыковки происходит переориентировка напряжений практически вкрест простирания рудного тела с повышением среднего уровня напряжений до 40 МПа, а в зонах концентрации до 60–65 МПа. Зоны концентрации σ_{\max} приурочены к борту карьерной выемки в лежащем боку и к фронту подземных горных работ в висячем

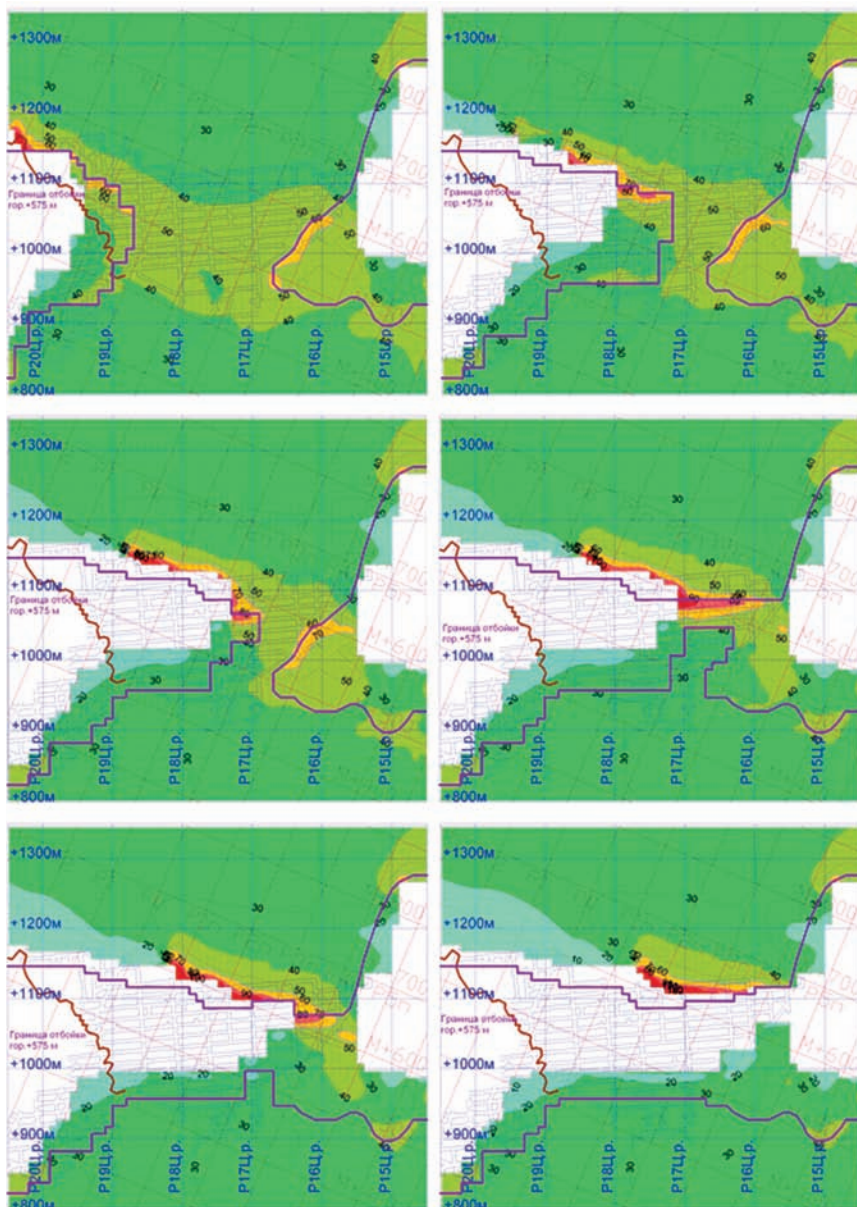


Рис. 3. Распределение напряжений σ_{\max} на подэтаже +550 м горизонта +530 м по мере отработки запасов подземным способом в зоне стыковки с карьером «Центральный»

боку рудной залежи. Также формируются области повышенных значений σ_{\max} под фронтами работ вышележащих подэтажей и под карьерной выемкой.

При моделировании дальнейшего развития горных работ (вариант II) повышается средний уровень максимального сжатия в породах стыковочной секции, наибольшее увеличение уровня σ_{\max} заметно на горизонте +550 м и на откаточном горизонте под фронтом вышележащего подэтажа в висячем боку рудной залежи.

После имитации развития очистных работ по висячему боку и формирования стыковочной секции (вариант III), значения σ_{\max} в самой секции более 50 МПа на значительной площади, к лежащему боку под происходит разгрузка массива до уровня 20–30 МПа. На горизонте +550 м формируется зона концентрации напряжений под опережающим фронтом горных работ подэтажа +575 м с величинами σ_{\max} до 70–80 МПа.

При дальнейшем развитии работ на подэтажах и сбойке с карьером на подэтаже +575 м происходит полная разгрузка массива на данном подэтаже. На нижележащих подэтажах продолжается постепенный рост напряжений.

При моделировании стыковочной секции на подэтаже +550 м видно, что значения σ_{\max} в ней выше, чем были на подэтаже +575 м, абсолютные величины сжимающих напряжений достигают здесь 70–80 МПа.

После сбойки отработки стыковочной секции на гор. +550 м зона концентрации напряжений локализуется на откаточном горизонте под фронтом работ в висячем боку рудной залежи.

Таким образом, с точки зрения действующих максимальных сжимающих напряжений наиболее удароопасными будут участ-

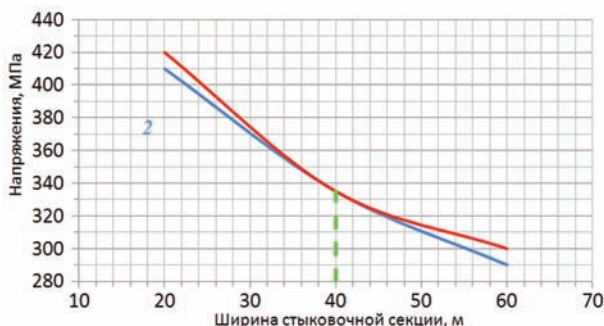


Рис. 4. Графическое определение ширины стыковочной секции для уравнения предельного состояния пород: 1 – левая часть уравнения, 2 – правая часть уравнения

ки массива, находящиеся под фронтом вышележащей отбойки висячем боку рудной залежи. Поэтому целесообразно продолжать ведение горных работ фронтом, вытянутым вкрест простирания рудного тела с минимальным опережением висячем боку до достижения предельных размеров стыковочной секции. Стыковку с карьером осуществлять висячем боку рудной залежи одним взрывом на подэтаже. После стыковки с карьером доработку запасов целесообразно вести единым фронтом от висячего бока к лежащему без оставления целиков.

Для определения минимальных размеров стыковочной секции было проведено численное моделирование НДС при размерах стыковочной секции 30 м, 40 м, 50 м. Полученные прогнозные величины главных компонент напряжений вводили в уравнение предельного состояния пород стыковочной секции:

$$k_3 \cdot (\sigma_{\max} + \sigma_{cp}) = k_{осл} \cdot \sigma_c + k \cdot \sigma_{\min} \quad (1),$$

где σ_c – прочность породы при одноосном сжатии; σ_{\max} , σ_{cp} , σ_{\min} – соответственно максимальное, среднее и минимальное сжимающие напряжения, действующие в стыковочной секции; k – коэффициент пропорциональности (для апатит-нефелиновых руд $k = 5$); $k_{осл}$ – коэффициент структурного ослабления (для I категории по интенсивности трещиноватости $k_{осл} = 0,8$); k_3 – коэффициент запаса (для секции, существующей не более одного года, $k_3 = 2$).

Для левой и правой части уравнения были построены линии зависимости от размера секции (соответственно 1 и 2 на рис. 4). Точка их пересечения соответствует минимально возможной ширине стыковочной секции – 40 м. Так как на участках неотбитого массива, примыкающих к очистному пространству или к обрушенному массиву, из-за отсутствия со стороны отбитого или обрушенного массива нормальных напряжений достаточной величины возможны нарушения сплошности по существующим плоскостям ослаблений, то необходимо увеличение ширины секции на 5 м с каждой стороны. То есть окончательная ширина стыковочной секции должна быть не менее 50 м.

На ширину стыковочной секции вкрест простирания будет влиять гипсометрия контакта рудного тела. На горизонте +530 м в районе разрезов 0–5П угол падения контакта варьируется в пределах 30÷35°. При формировании опережения висячем боку рудной залежи должна быть обеспечена обязательная сбойка с отбитым массивом на вышележащем горизонте. Ши-

рина стыковочных секций на подэтажах может быть различной, но не менее 40 м.

Взрывание стыковочных секций на каждом подэтаже будет производиться отдельно по мере достижения предельного положения. Важным фактором при стыковке разгрузочной зоны является время, так как при прогнозируемом уровне напряжений в зонах их концентрации, составляющем порядка $0,5\sigma_c$, возможны динамические проявления горного давления и разрушения в выработках. Поэтому объем стыковочной секции на подэтаже не должен быть более объема, который можно взорвать одним взрывом.

Заключение

Таким образом, по результатам проведенных исследований были сделаны следующие выводы:

- предельный размер блока-целика составляет 120 м;
- развитие горных работ целесообразно вести фронтом, вытянутым вкрест простирания рудного тела с минимальным опережением висячем боку рудной залежи до достижения предельных размеров стыковочной секции;
- стыковочная секция формируется в висячем боку рудной залежи, ее предельный размер по простиранию должен быть не менее 50 м;
- размер стыковочной секции вкрест простирания — максимально возможный на данном участке при взрывании за один массовый взрыв, но не менее 40 м;
- взрывание стыковочной секции производится на каждом подэтаже отдельно;
- отбойка стыковочной секции на подэтаже должна осуществляться одним взрывом;
- величина опережения в висячем боку рудной залежи должна быть по возможности минимальной и составлять не более 30 м;
- оптимальное отставание для очистных работ нижележащего подэтажа к вышележащему составляет 40–50 м.
- после стыковки отработку запасов на подэтажах предпочтительно осуществлять от стыковочной секции к лежащему боку сплошным фронтом без оставления целиков.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. 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.

2. Турчанинов И. А., Марков Г. А., Иванов В. И., Козырев А. А. Тектонические напряжения в земной коре и устойчивость горных выработок. — Л.: Наука, 1978. — 256 с.

3. Козырев А. А., Семенова И. Э., Аветисян И. М. Геомеханическое обоснование безопасной отработки стыковочных зон на Юкспорском месторождении // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — № 4. — С. 84–92.

4. 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.

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

6. Miao S.-J., Cai M.-F., Guo Q.-F., Huang Z.-J. Rock burst prediction based on in-situ stress and energy accumulation theory // International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2016, Vol. 83, pp. 86–94.

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. Zhao X. G., Wang J., Cai M., Ma L. K., Zong Z. H., Wang X. Y., Su R., Chen W. M., Zhao H. G., Chen Q. C., An Q. M., Qin X. H., Ou M. Y., Zhao J. S. In-situ stress measurements and regional stress field assessment of the Beishan area, China // Engineering Geology, 2013, Vol. 163, pp. 26–40.

9. Huang M.-Q., Wu A.-X., Wang Y.-M., Han B. Geostress measurements near fault areas using borehole stress-relief method // Transactions of Non-ferrous Metals Society of China, 2014, Vol. 24, pp. 3660–3665.

10. 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).

11. Козырев А. А., Семенова И. Э., Шестов А. А. Методика экспертной оценки геомеханического состояния удароопасных участков рудных месторождений. / Инновационные технологии и современные методы инженерного обеспечения горно-обогатительного производства. — Апатиты, 2010. — С. 17–20.

12. Семенова И. Э., Земцовский А. В., Аветисян И. М. Геомеханическое обоснование численным методом устойчивых параметров бортов карьера «Центральный» при его углублении. — Глубокие карьеры: сборник докладов Всероссийской научно-технической конференции с международным участием 18–22 июня 2012 г. — Апатиты—СПб., 2012. — С. 363–367. **ИИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Семенова Инна Эриковна¹ — кандидат технических наук, старший научный сотрудник, e-mail: innas@goi.kolasc.net.ru, Аветисян Иван Михайлович¹ — кандидат технических наук, научный сотрудник, e-mail: ivanavetisyan@yandex.ru,

¹ Горный институт Кольского научного центра РАН.

I.E. Semenova, I.M. Avetisyan

**MINING OF A JOINING AREA
BETWEEN OPEN AND UNDERGROUND MINING
IN THE RASVUMCHORR MINE,
JSC «APATIT», UNDER ROCK BURST
HAZARDOUS CONDITIONS**

The variants of joining area mining between open and underground mining on floor +530 m of Rasvumchorr mine, JSC «Apatit», are considered in the paper. Mining of joining areas in rockburst hazardous deposits such as «Apatitovyy cirk» and «Plato Rasvumchorr» must be carried out according special regulation. The order of mining, location and size of joining section, measures to rockburst prevent must be substantiated. In order to solve this problem the geomechanical model of rock mass has been developed. The multivariate rock mass stress-strain state numerical modeling is carried out by finite element method in three-dimensional statement with using the SigmaGT software, which was developed in Mining Institute of the Kola Science Centre of the Russian Academy of Sciences. The one of main factors which influence on rock mass stress-strain state in vicinity of the deposits is action of tectonic stresses in rock mass, which were taken into consideration in model.

The parameters of joining sections are specified in the paper by the results of their stress state predictive estimation. The technology which reduces geodynamic risks during mining is substantiated. The requirement of stress relief zone creation in ore body hanging wall on each sublevel when block-pillar reaches its critical sizes with advancing of overlying sublevel relative to underlying one is proved. The minimum sizes of joining section and its optimal situation on sublevels are determined.

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

AUTHORS

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

*Avetisyan I.M.*¹, Candidate of Technical Sciences, Researcher,
e-mail: ivanavetisyan@yandex.ru,

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

REFERENCES

1. Kozyrev A. A., Panin V. I., Svinin V. S. *Gornyy zhurnal*. 2010, no 9, pp. 40–43.
2. Turchaninov I. A., Markov G. A., Ivanov V. I., Kozyrev A. A. *Tektonicheskie napryazheniya v zemnoy kore i ustoychivost' gornyykh vyrabotok* (Tectonic stresses in the earth's crust and stability of underground excavations), Leningrad, Nauka, 1978, 256 p.
3. Kozyrev A. A., Semenova I. E., Avetisyan I. M. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2015, no 4, pp. 84–92.
4. *Instruktsiya po bezopasnomu vedeniyu gornyykh rabot na rudnykh i nerudnykh mestorozhdeniyakh, ob'ektakh stroitel'stva podzemnykh sooruzheniy, sklonnykh i opasnykh po gornym udaram RD 06-329-99* (Instructions on safe mining at metal and nonmetal deposits and underground structures under conditions of rockburst hazard RD 06-329-99), Moscow, 2000.

5. Ukazaniya po bezopasnomu vedeniyu gornyykh rabot na mestorozhdeniyakh, sklonnykh i opasnykh po gornym udaram (Khibinskie apatit-nefelinovye mestorozhdeniya) (Instructions on safe mining under conditions of rockburst hazard (Khibiny apatite–nepheline deposits)), Apatity–Kirovsk, 2010, 117 p.

6. Miao S.-J., Cai M.-F., Guo Q.-F., Huang Z.-J. Rock burst prediction based on in-situ stress and energy accumulation theory. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 2016, Vol. 83, pp. 86–94.

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. Zhao X. G., Wang J., Cai M., Ma L. K., Zong Z. H., Wang X. Y., Su R., Chen W. M., Zhao H. G., Chen Q. C., An Q. M., Qin X. H., Ou M. Y., Zhao J. S. In-situ stress measurements and regional stress field assessment of the Beishan area, China. *Engineering Geology*, 2013, Vol. 163, pp. 26–40.

9. Huang M.-Q., Wu A.-X., Wang Y.-M., Han B. Geostress measurements near fault areas using borehole stress-relief method. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 2014, Vol. 24, pp. 3660–3665.

10. Kozyrev A. A., Panin V. I., Ivanov V. I., Savchenko S. N. *Upravlenie gornym davleniem v tektonicheski napryazhennykh massivakh* (Ground control in rock mass under high tectonic stresses), Apatity, 1996.

11. Kozyrev A. A., Semenova I. E., Shestov A. A. *Innovatsionnye tekhnologii i sovremennye metody inzhenernogo obespecheniya gorno-obogatitel'nogo proizvodstva* (Innovation technologies and current techniques of sustaining engineering in mining and processing industry), Apatity, 2010, pp. 17–20.

12. Semenova I. E., Zemtovskiy A. V., Avetisyan I. M. *Glubokie kar'ery: sbornik dokladov Vserossiyskoy nauchno-tekhnicheskoy konferentsii s mezhdunarodnym uchastiem 18–22 iyunya 2012 g.* (Deep Open Pit Mines: Proceedings of All-Russian Scientific–Technical Conference with International Partnership, June 18–22, 2012), Apatity–Saint-Petersburg, 2012, pp. 363–367.



Пленарное заседание «Недели горняка-2016»