ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень /
MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin, 2019;(7):5-12

УДК 622.272:622.274 DOI: 10.25018/0236-1493-2019-07-0-5-12

ОБОСНОВАНИЕ БЕЗОПАСНЫХ ПАРАМЕТРОВ ОХРАННОГО РУДНОГО ЦЕЛИКА В БОРТУ КАРЬЕРА РУДНИКА «ДВОЙНОЙ»

О.В. Овчаренко[1], И.И. Айнбиндер[1]

[1] Институт проблем комплексного освоения недр РАН, Москва, Россия, e mail: geoexpert@ yandex.ru

Аннотация: Выполнена оценка напряженно-деформированного состояния (НДС) горного массива за контуром открытой разработки в северной части карьера рудника «Двойной», где в кварцево-жильных телах, несущих золото-серебряную минерализацию, оставлены значительные запасы полезного ископаемого, вовлечение в эксплуатацию и доработка которых возможна лишь подземным способом. Проведено математическое моделирование изменения НДС массива при выемке запасов в восходящем порядке вариантом системы разработки горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства, при последовательном движении очистных работ в направлении карьера и формировании прибортового охранного целика. Оценка по критерию Кулона-Мора показала, что при рассмотренных параметрах выемки разрушения уступов и охранного целика не произойдет, даже с учетом возможной нарушенности прибортового массива вследствие динамического воздействия при ведении взрывных работ и влияния естественного выветривания в условиях сурового климата. Показано, что охранный целик устойчив, минимальный коэффициент запаса борта карьера существенно превышает нормативное значение, равное 1,4, поэтому для отработки прибортовых запасов может быть принята схема с уменьшенной высотой охранного целика в нижней части. Определены и нанесены на план ведения горных работ возможные границы прибортового охранного целика.

Ключевые слова: комбинированная геотехнология, система разработки горизонтальными слоями с закладкой, прибортовой охранный целик, устойчивость, безопасные параметры, напряженно-деформированное состояние горного массива, физико-механические свойства пород, математическое моделирование.

Для цитирования: *Овчаренко О. В., Айнбиндер И. И.* Обоснование безопасных параметров охранного рудного целика в борту карьера рудника «Двойной» // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 7. – С. 5–12. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-07-0-5-12.

Justification of safe parameters for rib pillar in pit wall above the Dvoinoi mine

O.V. Ovcharenko[1], I.I. Aynbinder[1]

[1] Institute of Problems of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of Russian Academy of Sciences, Moscow, Russia, e-mail: geoexpert@ yandex.ru

Abstract: The authors estimate the stress state of rock mass beyond the boundary of an open pit, in its northern part, above the Dvoinoi mine. The local veins of quartz with gold and silver mineralization contain large mineral reserves while mining is only possible with the underground method. The mathematical modeling of the stress state change in rock mass is carried out in the variant of the bottom-up cut-and-fill stoping toward the open pit mine with formation of a protective rib pil-

© О.В. Овчаренко, И.И. Айнбиндер. 2019.

lar in the pit wall. The estimate by the Mohr–Coulomb criterion shows that, given the discussed parameters of mining, the pit benches and the rib pillar will not fail, even in case of possible damage of the pit wall rock mass under dynamic effect of blasting or influence of natural weathering in the conditions of severe climate. The rib pillar is stable, and the minimum safety factor of the pit wall exceeds the rated value of 1.4. For this reason, extraction of mineral reserves from the pit wall rock mass can be implemented at the reduced height of the rib pillar in the pit wall. The possible boundaries of the rib pillar are plotted in the mining layout.

Key words: hybrid surface/underground mining technology, cut-and-fill stoping, pitwall rib pillar, stability, safe parameters, rock mass stress state, physical and mechanical properties of rocks, mathematical modeling.

For citation: Ovcharenko O. V., Aynbinder I. I. Justification of safe parameters for rib pillar in pit wall above the Dvoinoi mine. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2019;(7):5-12. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-07-0-5-12.

Введение

На золото-серебряном месторождении «Двойное», расположенном на территории Чукотского автономного округа, отрабатываются запасы, сосредоточенные в кварцево-жильных телах — малосульфидных жилах и прожилках выполнения кварцевого и адуляр-кварцевого состава, залегающих в метасоматически измененных лавах андезитов и андезибазальтов, агломератовых и крупнолапиллиевых туфах андезитов.

В границах рудного поля месторождения «Двойное» выделены четыре рудоносные зоны, характеризующиеся индивидуальными особенностями структуры, условий залегания и морфологии рудных тел. Причем основные запасы месторождения сосредоточены в рудной зоне 37, где залегает несущая золото-серебряную минерализацию наиболее богатая крупная жила (37.1), прослеженная до глубины 340 м, протяженностью 570 м и мощностью от 0,5 м до 44 м.

Рудная зона 37.1 на локальном участке выходит на поверхность, поэтому приповерхностные запасы вынимались открытым способом. Этим способом освоена лишь часть запасов рудной зоны, значительная их часть осталась за контуром открытой разработки в прикарьерном пространстве: подкарьерные — под дном карьера и прибортовые — в северной части карьера. Вовлечение в эксплуатацию и доработка этих запасов возможна лишь подземным способом.

Такая ситуация характерна для многих горно-добывающих предприятий, разрабатывающих обширные залежи, расположенные вблизи дневной поверхности и прослеженные до значительных глубин. В таких случаях необходим переход от открытых горных работ к хорошо зарекомендовавшим себя подземным геотехнологиям с учетом особенностей горно-геологических условий и геомеханического состояния горного массива за контуром глубоких карьеров [1—8].

К моменту завершения открытых горных работ дно карьера рудника «Двойной» находилось на абсолютной отметке 960—967 м при отметке поверхности 1050 м. Углы борта карьера составляют в среднем 25° и 45°. Карьер затоплен поверхностными водами на высоту 14 м, его дно покрыто слоем песка и гравия мощностью 1,0—1,5 м.

Отработка запасов подземным способом запланирована с отметки +870 м с оставлением временного предохранительного рудного целика мощностью 20 м под дном карьера для предотвращения проникновения дренажных вод в выработанное пространство. Последующая выемка запасов этого целика предполагается после откачки карьерных вод и

полного осушения карьера. Проектом предусмотрена отработка подземных запасов в восходящем порядке вариантом системы разработки горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства, по камерно-целиковой схеме с отставанием (по вертикали) вторичных камер от смежных первичных не более 60 м и с заполнением выработанного пространства сухой породной закладкой. Расстояние между этажами — 15 м [9].

Отработка запасов с применением этой технологии производится как под дном карьера, так и в северной части карьера рудной зоны 37, где выемка также ведется в восходящем порядке, а по горизонтали фронт работ движется в направлении карьера.

По мере выемки запасов в борту карьера будет формироваться прибортовой охранный целик, назначение которого — обеспечение безопасности выемки и устойчивого состояние бортов карьера.

Для оценки устойчивости прибортового охранного целика и определения его безопасных параметров необходимо проведение исследования изменения напряженно-деформированного состояния (НДС) горного массива при ведении подземных очистных работ в северной части карьера рудника «Двойной».

Математическое моделирование изменения НДС горного массива при выемке запасов в северной части карьера рудной зоны 37

На рис. 1 показаны схема участка, отрабатываемого в северной части карьера рудной зоны, и технологические схемы выемки, рассмотренные при моделировании изменения НДС массива после выемки запасов в северной части карьера рудной зоны 37 и закладки выработанного пространства. Отличие двух схем отработки запасов заключается в том, что схема 2 предусматривает уменьшение на 15 м высоты прибортового целика на нижних горизонтах (рис. 1, *б* и 1, *в*).

Очистные выработки в северной части ориентированы по простиранию рудного тела. Размер зоны, подлежащей отработке подземным способом в борту карьера, вкрест простирания определяется мощностью рудного тела, равной 10—25 м (среднее — 15 м). Длина рудной зоны по простиранию изменяется от 50—100 м до 450 м. Большая протяженность борта при относительно небольшой мощности рудного тела позволяет при моделировании НДС горного массива достаточно корректно рассматривать плоскую задачу. Для математического моделирования методом конечных элементов

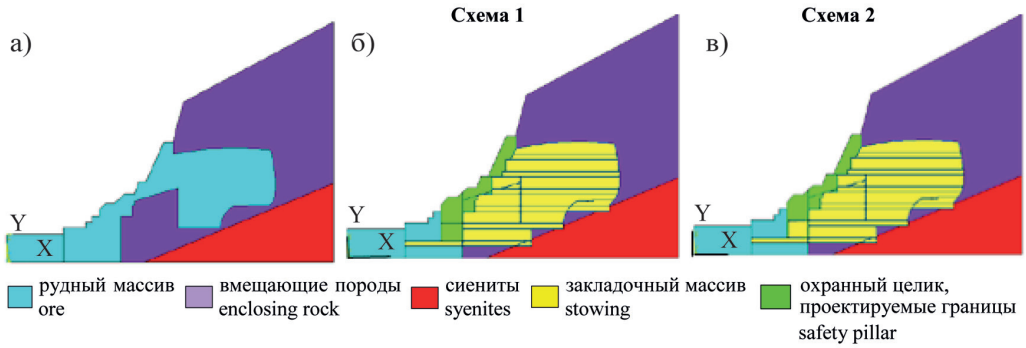

Рис. 1. Моделирование НДС горного массива после выемки запасов в северной части карьера и закладки выработанного пространства: схема участка (а), схемы выемки (б, в)

Fig. 1. Modeling of stress-strain state of rock mass after excavation of reserves in the Northern part of the open pit and goaf stowing: a—site diagram; b,v—excavation diagram

Физико-механические характеристики горного и закладочного массивов
Physical and mechanical characteristics of rock mass

№	Породы (закладка)	Модуль деформации, $E \times 10^{-3}$, МПа	Коэффициент Пуассона n	Удельный вес r, г/см^3	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	Предел прочности на растяжение, МПа
1	Жильный кварц (руда)	96	0,08	2,69	105,0—120,0	6,5—8,0
2	Сиениты	60	0,2	2,6	110,0—120,0	7,4—11,3
3	Андезиты	60	0,23	2,6	110,0—140,0	7,4—11,7
4	Закладка	1,0	0,25	2,2	2,0	

[10—14] изменения НДС горного массива при выемке запасов в борту карьера использовался программный комплекс ANSYS [15] (аттестован Ростехнадзором 17.03.2009 г., регистрационный номер паспорта ПС № 257).

Руды и породы месторождения представлены плотными устойчивыми разностями, характеризующимися высоким коэффициентом крепости по М.М. Протодьяконову — f = 10—15.

Физико-механические характеристики горного массива, принятые в расчетах, приведены в таблице.

Предварительная оценка НДС горного массива до начала подземной отра-

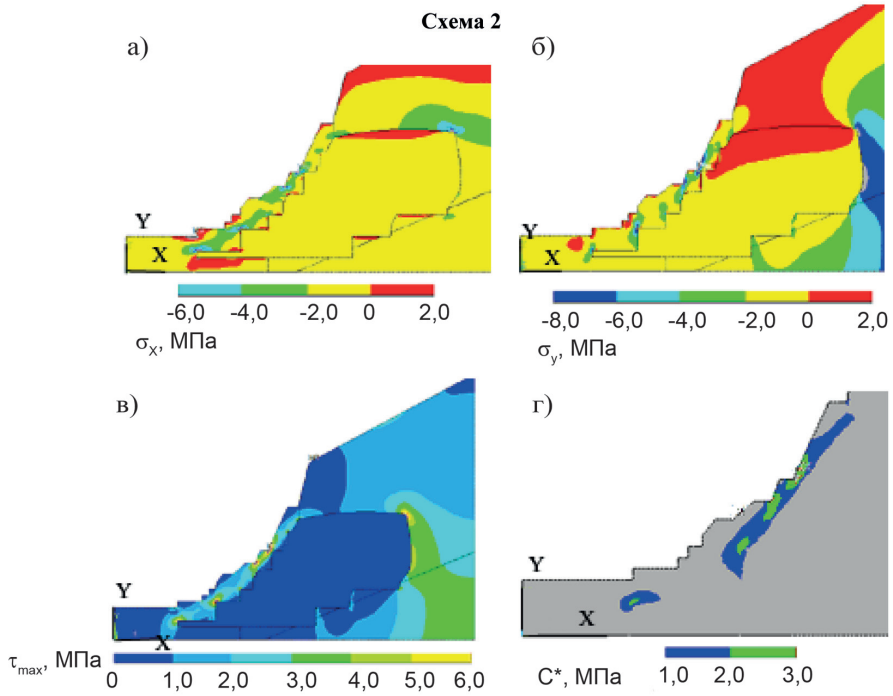

Рис. 2. Моделирование НДС горного массива после выемки запасов и закладки выработанного пространства: распределение горизонтальных (σ_x), вертикальных (σ_y) и максимальных касательных напряжений (τ_{max}) в горном массиве (а—в); распределение предельных значений коэффициента сцепления C^* (оценка по критерию Кулона-Мора) (г); C^*<<C, где C — фактический коэффициент сцепления пород, т.е. зоны разрушения отсутствуют

Fig. 2. Modeling of stress-strain state of rock mass after excavation of reserves in the Northern part of the open pit and goaf stowing: a—v — distribution of horizontal (σ_x), vertical (σ_y) and maximum shearing stresses (τ_{max}) in the rock mass; g — distribution of maximum cohesion value C^* (Mohr–Coulomb criterion); C^*<<C, where C — the actual cohesion value, i.e. the zone of destruction do not exist

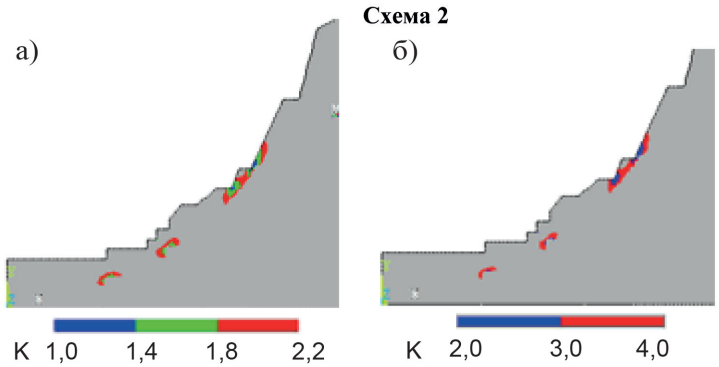

Рис. 3. Распределение коэффициента запаса устойчивости борта карьера K в зависимости от коэффициента сцепления пород C; Схема 2: C = 4 МПа (а), C = 10 МПа (б)

Fig.3. Distribution of marginal stability coefficient of open-pit side K depending on cohesion value C; Scheme 2: a–C = 4 MPa; b–C = 10 MPa

ботки запасов в северном борту карьера показала, что горизонтальные и вертикальные напряжения в борту небольшие (1—2 МПа); небольшие по величине и максимальные касательные напряжения (τ_{max}), в значительной степени определяющие устойчивость массива. В соответствии с оценкой по критерию Кулона-Мора, отсутствие разрушения уступов не происходит, что подтверждается практикой ведения горных работ.

При моделировании рассматривалось различное расположение фронта работ по горизонтали относительно бортов карьера, при последовательном движении очистных работ в направлении карьера и уменьшении размеров прибортового целика.

На рис. 2, 3 приведены результаты расчетов, соответствующие окончательному положению фронта работ и предельным границам прибортового охранного целика, при которых обеспечивается его устойчивость и непрерывность технологического цикла. Причем приведены результаты моделирования НДС массива для схемы 2 с уменьшенной высотой прибортового целика на нижних горизонтах, поскольку сравнение результатов расчетов для двух рассмотренных схем выемки показало, что различия между ними практически отсутствуют. Как следует из рисунков и сравнения с результатами предварительных расчетов, после закладки выработанного пространства распределение напряжений в рудном массиве в пределах прибортового охранного целика изменились следующим образом: горизонтальные и вертикальные напряжения сжатия вблизи закладочного массива увеличились до 4 МПа, в локальных зонах — до 6 МПа.

Максимальные касательные напряжения увеличились до 2—3 МПа, а вблизи уступов, где закладочный массива ближе всего подошел к поверхности борта, составили 5—6 МПа, при том, что до выемки запасов они в основном не превышали 1 МПа, кроме локальных зон вблизи уступов карьера, где они составляли 1,5—2,0 МПа.

Рассчитанные по критерию Кулона-Мора зоны максимальных (предельных) значениий коэффициента сцепления пород C^* = 3 МПа, при которых массив может находиться в предельном состоянии, если фактический коэффициент сцепления C пород $C < C^*$, локализованы вблизи верхних уступов и на контакте с закладочным массивом.

Однако горный массив месторождения представлен крайне прочными рудами и вмещающими породами [16], в частности, порода, формирующая при-

бортовой охранный целик — это жильный кварц высокой прочности, характеризующийся пределом прочности на одноосное сжатие 120 МПа, коэффициентом сцепления 35 МПа. Поэтому разрушения уступов и охранного целика не произойдет, поскольку фактический коэффициент сцепления C значительно превышает рассчитанные предельные значения C^* ($C^* << C$), даже с учетом возможной нарушенности прибортового массива вследствие динамического воздействия при ведении взрывных работ и влияния естественного выветривания в условиях сурового климата.

Оценка устойчивости борта карьера проводилась по коэффициенту запаса устойчивости K, характеризующему относительное превышение прочности массива на сдвиг ($[\tau_{сдв.}]$) по сравнению с действующими сдвигающими напряжениями (τ_{max}):

$$K = [\tau_{сдв.}] / \tau_{max}.$$

Эта оценка показала, что даже при заведомо низких значениях коэффициента сцепления (C = 4 МПа и 10 МПа), не соответствующих реальным значениям, минимальный коэффициент запаса существенно превышает нормативное значение, равное $K_н$ = 1,4. Это обусловлено высокой прочностью массива прибортового целика и небольшими значениями действующих в массиве максимальных касательных напряжений, что определяется сравнительно небольшой глубиной ведения работ.

Результаты расчетов показали, что прибортовой охранный целик будет достаточно устойчив и для отработки прибортовых запасов может быть принята схема 2 с уменьшенной высотой охранного целика в нижней части.

Возможные границы прибортового охранного целика, соответствующие проведенным расчетам, нанесены на план ведения горных работ, показанный на рис. 4.

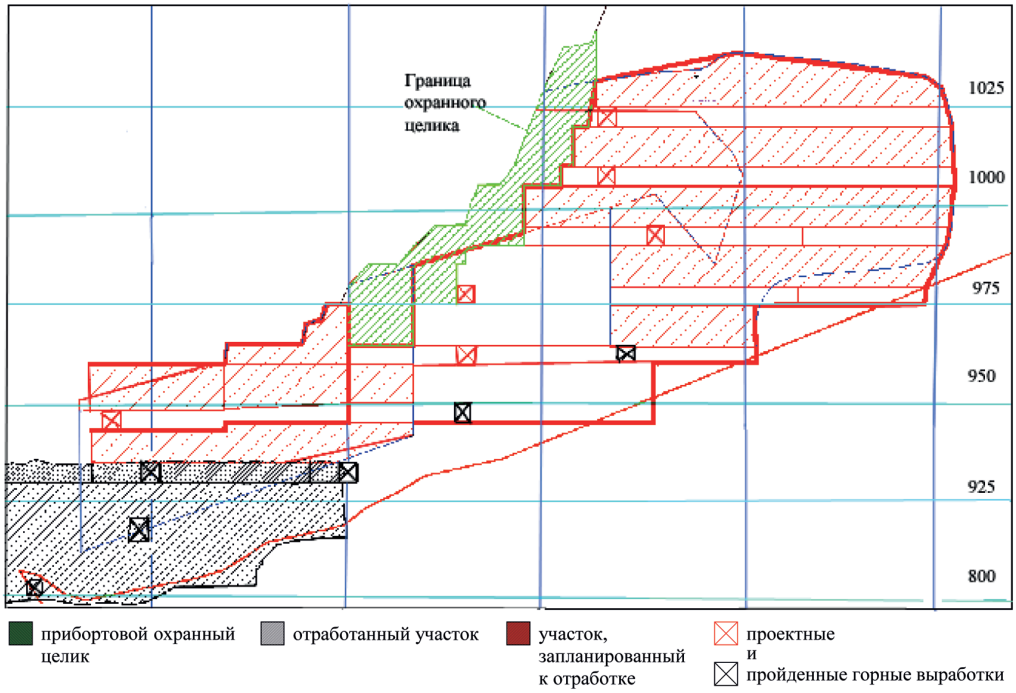

Рис.4. Прибортовой охранный целик в северной части карьера рудной зоны 37
Fig. 4. Safety pillar in northern part of the opencast site

Выводы

1. Математическое моделирование изменения напряженно-деформированного состояния горного массива при ведении подземных очистных работ в северной части карьера рудника «Двойной» показало, что при рассмотренных параметрах разрушения уступов и охранного целика не произойдет, даже с учетом возможной нарушенности прибортового массива вследствие динамического воздействия при ведении взрывных работ и влияния естественного выветривания в условиях сурового климата.

2. Прибортовой охранный целик достаточно устойчив, поэтому для отработки прибортовых запасов может быть принята схема с уменьшенной высотой охранного целика в нижней части.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Трубецкой К. Н.*, *Чантурия В. А.*, *Каплунов Д. Р.*, *Рыльникова М. В.* Комплексное освоение месторождений и глубокая переработка минерального сырья. — М.: Наука, 2010.

2. *Каплунов Д. Р.*, *Калмыков В. Н.*, *Рыльникова М. В.* Комбинированная геотехнология. — М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003.

3. *Каплунов Д. Р.* Значение и перспективы развития комбинированной геотехнологии / Комбинированная геотехнология: ресурсосбережение и энергоэффективность. IX Международная конференция. — 2017. — С. 13—18.

4. *Каплунов Д. Р.*, *Мельник В. В.*, *Рыльникова М. В.* Комплексное освоение недр. — Тула, 2016.

5. *Каплунов Д. Р.*, *Рыльникова М. В.* Геотехнологические и геомеханические особенности перехода от открытых к подземным работам на больших глубинах // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — № S56. — С. 67—79.

6. *Каплунов Д. Р.*, *Рыльникова М. В.* Проектирование формирования и развития горнотехнических систем при комбинированной геотехнологии // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — № S45-1. — С. 229—240.

7. *Айнбиндер И. И.*, *Жариков И. Ф.*, *Шендеров А. И.* Инновационные возможности комбинированной системы разработки месторождений открытым способом // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2013. — ОВ 3. — С. 75—82.

8. *Ben Awuah E., Richter O., Elkington T., Pourrahimain Y.* Strategic mining options optimization: Open pit mining, underground mining or both // International Journal of Mining Science and Technology. 2016. Vol. 26. Iss.6. Pp. 1065—1071.

9. *Айнбиндер И. И.*, *Овчаренко О. В.*, *Григорьев Н. В.*, *Логунов Н. Ю.* Обоснование параметров геотехнологий добычи руды на месторождении «Двойное» ООО «Северное Золото» // Горный журнал. — 2014. — № 5. — С. 81—87.

10. *Поль Б.* Макроскопические критерии пластического течения и хрупкого разрушения / Разрушение. Т. 2. Математические основы теории разрушения. — М.: Мир, 1975. — С. 336— 520.

11. *Wang N., Wan B. H., Zhang P., Du X. L.* Analysis on deformation development of open-pit slope under the influence of underground mining / Legislation, Technology and Practice of Mine Land Reclamation: Proceedings of Beijing International Symposium on Land Reclamation and Ecologicol Restoration. Leiden: CRC Press. Balkema, 2015, pp. 53—58.

12. *Seccombe R.* Numerical Modelling of Mining Subsidence / Bachelor Thesis. 2014.

13. *Cao S.* Numerical simulation of land subsidence and verification of its character for an iron mine using caving // International Journal of Mining Science and Technology. 2016, no 2 (26), pp. 327—332.

14. *Zienkiewicz O. C.*, *Taylor R. L.*, *Fox D. D.* The Finite Element Method for Solid and Structural Mechanics. Oxford: Butterworth—Heinemann, 2013. 672 p.

15. *ANSYS Release 11.0*. Documentation. Structural Analysis Guide. December 2006.

16. *Справочник* (кадастр) физических свойств горных пород / Под ред. Н. В. Мельников, М. М Протодьяконов. — М.: Недра, 1972. ГИАБ

REFERENCES

1. Trubetskoy K. N., Chanturiya V. A., Kaplunov D. R., Ryl'nikova M. V. *Kompleksnoe osvoenie mestorozhdeniy i glubokaya pererabotka mineral'nogo syr'ya* [Integrated mineral mining and high-level processing], Moscow, Nauka, 2010.

2. Kaplunov D. R., Kalmykov V. N., Ryl'nikova M. V. *Kombinirovannaya geotekhnologiya* [Hybrid geotechnology], Moscow, Izdatel'skiy dom «Ruda i metally», 2003.

3. Kaplunov D. R. Significance and prospects of hybrid geotechnology. *Kombinirovannaya geotekhnologiya: resursosberezhenie i energoeffektivnost'. IX Mezhdunarodnaya konferentsiya*. 2017, pp. 13—18. [In Russ].

4. Kaplunov D. R., Mel'nik V. V., Ryl'nikova M. V. *Kompleksnoe osvoenie nedr* [Integrated subsoil management], Tula, 2016.

5. Kaplunov D. R., Ryl'nikova M. V. Geotechnical and geomechanical features of transition from surface to underground mining at great depths. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2015. no S56, pp. 67—79. [In Russ].

6. Kaplunov D. R., Ryl'nikova M. V. Design planning of formation and development of geotechnical systems in hybrid geotechnology. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2015, no S45-1, pp. 229—240. [In Russ].

7. Aynbinder I. I., ZHarikov I. F., SHenderov A. I. Innovative capabilities of hybrid geotechnology in open pit mining. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2013. OB 3, pp. 75—82. [In Russ].

8. Ben Awuah E., Richter O., Elkington T., Pourrahimain Y. Strategic mining options optimization: Open pit mining, underground mining or both. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2016. Vol. 26. Iss.6. Pp. 1065—1071.

9. Aynbinder I. I., Ovcharenko O. V., Grigor'ev N. V., Logunov N. Yu. Justification of mining parameters for the Dvoinoe deposit of Severnoe Zoloto Ltd. *Gornyy zhurnal*. 2014, no 5, pp. 81—87. [In Russ].

10. Pol' B. *Makroskopicheskie kriterii plasticheskogo techeniya i khrupkogo razrusheniya. Razrushenie*. T. 2. Matematicheskie osnovy teorii razrusheniya [Macroscopic criteria of plastic flow and brittle failure. Failure. Vol. 2: Mathematical framework of theory of failure], Moscow, Mir, 1975, pp. 336— 520.

11. Wang N., Wan B. H., Zhang P., Du X. L. Analysis on deformation development of open-pit slope under the influence of underground mining. *Legislation, Technology and Practice of Mine Land Reclamation: Proceedings of Beijing International Symposium on Land Reclamation and Ecologicol Restoration*. Leiden: CRC Press. Balkema, 2015, pp. 53—58.

12. Seccombe R. *Numerical Modelling of Mining Subsidence*. Bachelor Thesis. 2014.

13. Cao S. Numerical simulation of land subsidence and verification of its character for an iron mine using caving. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2016, no 2 (26), pp. 327—332.

14. Zienkiewicz O. C., Taylor R. L., Fox D. D. *The Finite Element Method for Solid and Structural Mechanics*. Oxford: Butterworth—Heinemann, 2013. 672 p.

15. *ANSYS Release 11.0. Documentation. Structural Analysis Guide*. December 2006.

16. Spravochnik (kadastr) fizicheskikh svoystv gornykh porod. Pod red. N. V. Mel'nikov, M. M. Protod'yakonov [Handbook (cadastre) of physical properties of rocks. Mel'nikov N. V., Protod'yakonov M. M. (Eds.)], Moscow, Nedra, 1972.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Айнбиндер Игорь Израилевич[1] — д-р техн. наук, профессор,
заведующий отделом, e mail: geoexpert@ yandex.ru,
Овчаренко Оксана Васильевна[1] — канд. техн. наук,
старший научный сотрудник, e mail: geoexpert@ yandex.ru,
[1] Институт проблем комплексного освоения недр РАН.
Для контактов: Овчаренко О.В., e-mail: geoexpert@ yandex.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

I.I. Aynbinder[1], Dr. Sci. (Eng.), Professor, Head of Department, e mail: geoexpert@ yandex.ru,
O.V. Ovcharenko[1], Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher, e mail: geoexpert@ yandex.ru,
[1] Institute of Problems of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources
of Russian Academy of Sciences, 111020, Moscow, Russia.
Corresponding author: O.V. Ovcharenko, e mail: geoexpert@ yandex.ru.