УДК 622.012:658.2.016

Д.В.СИДОРОВ, *канд. техн. наук, заведующий лабораторией, sidorov-post@yandex. ru*
Т.В.ПОНОМАРЕНКО, *канд. экон. наук, доцент, stvjnail@mail.ru*
Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», Санкт-Петербург

D.V.SIDOROV, *PhD in eng. sc., laboratory head, sidorov-post@yandex.ru*
T.V.PONOMARENKO, *PhD in econ. sc, associate professor, stv_mail@mail.ru*
National Mineral Resources University (Mining University), Saint Petersburg

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ЦЕЛИКОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ РАЗРАБОТКИ УДАРООПАСНЫХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

При проектировании к отработке подземным способом Коашвинского апатит-нефелинового месторождения определены безопасные параметры временных междукамерных целиков для камерно-целиковой системы разработки с выпуском руды на траншеи. Приведены результаты расчета экономической эффективности сравниваемых параметров. Обосновано, что экономическая эффективность применения камерно-целиковой системы разработки до глубины 800 м связана с увеличением естественной податливости междукамерных целиков.

Ключевые слова: целики, напряженное состояние, устойчивость, параметры, экономическая эффективность.

FEASIBILITY STUDY OF OPTIMAL PARAMETERS OF PILLARS IN DESIGNING ROCKBURST-HAZARDOUS ORE DEPOSITS DEVELOPMENT

The safe parameters of temporary interchamber pillars have been determined for the chamber-and-pillar method with ore discharge on trenches in designing of underground mining of the Koashva apatite-nepheline deposit. The results of calculation of economical efficiency of comparable parameters are presented. It was substantiated that the economical efficiency of application of the chamber-and-pillar method up to the depth of 800 m is related to the increase of natural yielding of interchamber pillars.

Key words: pillars, stress state, stability, parameters, economical efficiency.

Коашвинское апатии-тонефелиновое месторождение входит в состав месторождений хибинской группы и расположено на склонах горы Коашва и долине реки Вуоннемйок. Месторождение имеет многоярусное строение, обусловленное чередованием в разрезе сложных по форме тел апатит-нефелиновых руд и разделяющих их массивных уртитов. Верхние горизонты рудной зоны характеризуются относительно большим количеством рудных тел и сателлитов. Форма рудных тел линзообразная и пластообразная. Мощность рудных тел колеблется от нескольких метров до 180 м, составляя в среднем 25-40 м. В соответствии с положениями РД 06-329-99, месторождение до глубины 400 м отнесено к склонным к горным ударам, а ниже – к опасным по горным ударам.

В настоящее время горные работы в карьере Коашвинского месторождения апатит-нефелиновых руд ведутся в долинной части месторождения в диапазоне отметок 64-280 м. Для доработки основной части запасов руды (до гор. –500 м), остающихся под дном и в бортах карьера, необходимо перейти на подземную технологию добычи. Для

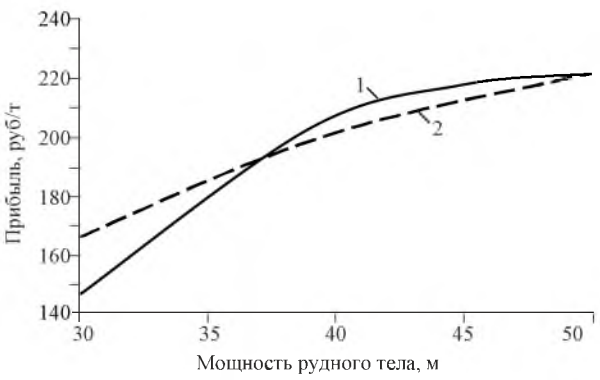


Рис.1. Закономерности изменения прибыли в зависимости от мощности рудного тела для систем подэтажного обрушения с торцевым выпуском (1) и этажного обрушения с траншейным выпуском (2)

этого следует обосновать эффективные параметры систем разработки месторождения.

Отбор систем разработки по постоянным и переменным факторам показал, что для отработки запасов Коашвинского месторождения подземным способом целесообразно применение следующих систем разработок: подэтажного обрушения с торцевым выпуском, этажного обрушения с траншейным выпуском и камерно-целиковой (отбойка из подэтажных штреков) с оставлением временных целиков.

Технико-экономическое обоснование (франко-люк) для систем подэтажного обрушения с торцевым выпуском и этажного обрушения с траншейным выпуском выполнялось в соответствии с рекомендациями, приведенными в работах [3, 4]. Результаты технико-экономического сравнения данных систем при различной мощности рудного тела приведены на рис.1.

Для технико-экономического обоснования камерно-целиковой системы разработки выполнено два этапа исследований: геомеханическое обоснование безопасных параметров междублоковых целиков и расчет показателей экономической эффективности системы разработки.

При геомеханическом обосновании было проведено компьютерное объемное моделирование расчетных схем с переменными параметрами: ширина междублоковых целиков $L_ц = 5 \div 50$ м, мощность рудного тела $m_р = 30 \div 60$ м, а также зон влияния давления подработанных пород L_1. Типовая схема для расчета ширины междублоковых целиков приведена на рис.2.

Ширина зоны влияния подработанных пород

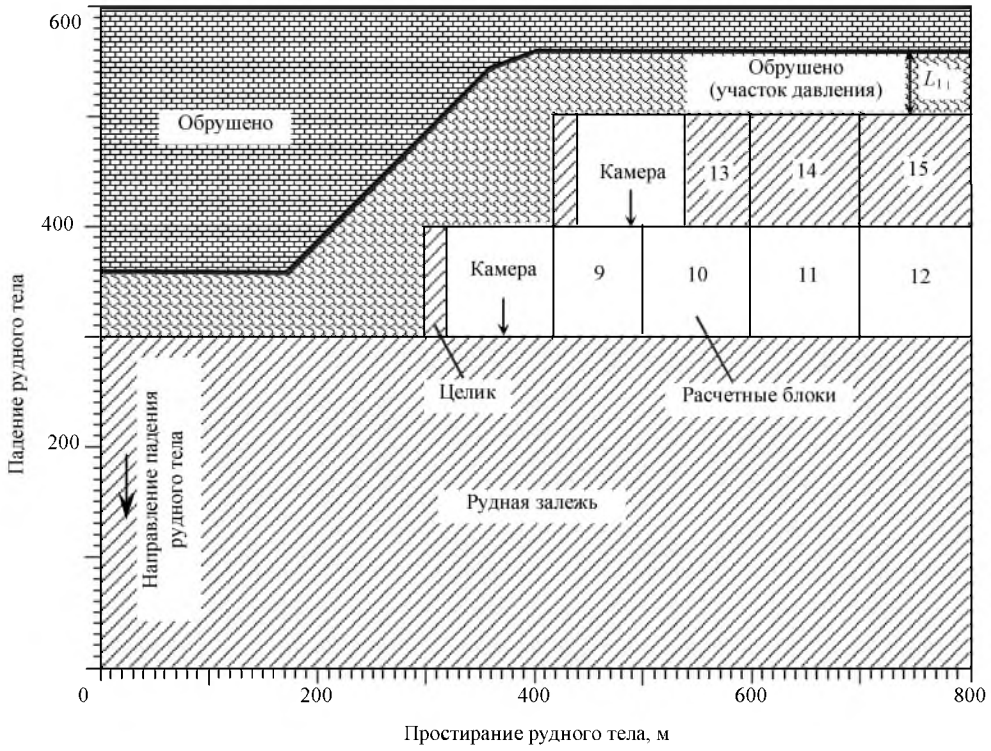


Рис.2. Расчетная схема для определения ширины междублоковых целиков

$$L_1 = \frac{H_ц}{\mathrm{tg}(\varphi_{1,г}) + \sin(\alpha_з)}, \qquad (1)$$

где $H_ц$ – глубина расположения целика, м; $\varphi_{1,г}$ – угол давления подработанных пород, принимался равным 70°; $\alpha_з$ – угол падения рудного тела, принимался равным 40°.

В пределах вышеуказанной зоны по линейному закону формировались следующие граничные условия: вдоль контура рудного тела и в камерах задавались значения снимаемых напряжений: равные весу столба горных пород до земной поверхности γH, на границе зоны, равные нулю.

Из анализа геологических разрезов следует, что в среднем гор. +0 расположен на глубине около 0 м, а гор. –500 м – на глубине около 800 м. В качестве исходных данных принят график изменения природных напряжений $\sigma_{исх}$ по глубине с прогнозом их значений до отм. –500 м по аналогии с Расвумчоррским рудником [8]. Тектоническая составляющая $\lambda_т$ вкрест простирания рудного тела определялась как отношение природного напряжения $\sigma_{исх}$ к вертикальному напряжению от веса столба пород γH. Параметры природного поля напряжений при различной проектной глубине приведены в таблице.

Технология компьютерного моделирования для расчета безразмерных средних дополнительных нормальных напряжений $\tilde{\sigma}_{z,доп}$, действующих в рудопородных (несущих) элементах, базировалась на реализации численного метода расчета напряженно-деформированного состояния и удароопасности конструктивных элементов систем разработок. Одновременно в широком диапазоне учитывались горно-геологические и горно-технические факторы: произвольные по размеру и по конфигурации выработанное пространство и конструктивные элементы (краевая часть рудной залежи, целики различного назначения и другие опорные элементы), произвольное местоположение конструктивных элементов относительно границ выработанного пространства, различные физико-механические свойства вмещающих пород и руд, а также переменная мощность рудной залежи.

В качестве искомых выбирались рудопородные элементы, расположенные в наиболее нагруженной торцевой части целика. Для практических целей искомое напряжение принималось равным среднему значению на площади целика $S = L_ц \times L_ц$.

Значения искомых полных нормальных напряжений, действующих в рудопородных (несущих) элементах, с учетом падения залежи и природного поля напряжений определялись по формуле

$$\sigma_{z,полн} = (\cos^2\alpha_з + \lambda_т \sin^2\alpha_з) \times \times (|\tilde{\sigma}_{z,доп}| + 1)\gamma H. \qquad (2)$$

Оценка устойчивости междукамерных целиков (МКЦ) выполнялась на основании неравенства $\sigma_{z,\,полн} < \sigma_{z,\,кр}$. Критические напряжения определялись по формуле [1]

$$\sigma_{z,кр} = \frac{1}{k_з}\eta\sigma_{сж}, \qquad (3)$$

где $k_з$ – коэффициент запаса, принимается в соответствии с рекомендациями [7]: $k_з = 1{,}5$ при $0 < H < 400$ м; $k_з = 1{,}56$ при $H \geq 400$ м; η – коэффициент, учитывающий изменение прочности руды в целике в зависимости от формы целика; $\sigma_{сж}$ – предел прочности руды на одноосное сжатие, в соответствии с рекомендациями [7] принимается равным 118,0 МПа.

В соответствии с рекомендациями [7]: $\eta = 1{,}0$ при $(L_ц/m_з) < 0{,}33$; $\eta = 0{,}6(L_ц/m_з) + 0{,}8$

Параметры природного поля напряжений, МПа, при различной проектной глубине *H*

Составляющие природного поля напряжений	*H*, м							
	100	200	300	400	500	600	700	800
Напряжения γH, МПа	3,0	6,0	9,0	12,0	15,0	18,0	21,0	24,0
Напряжения $\sigma_{исх}$, МПа	41,3	42,5	43,8	45,0	46,3	47,5	48,9	50,0
Тектоническая составляющая $\lambda_т$, МПа	13,8	7,1	4,9	3,8	3,1	2,6	2,3	2,1

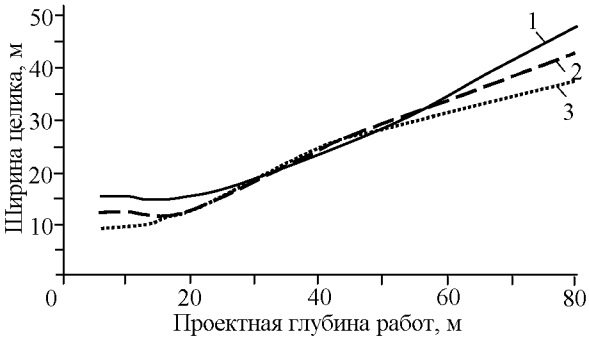


Рис.3. Безопасные параметры (ширина) целиков при различной глубине горных работ и мощности рудного тела

1 – мощность 50 м; 2 – 40 м; 3 – 30 м

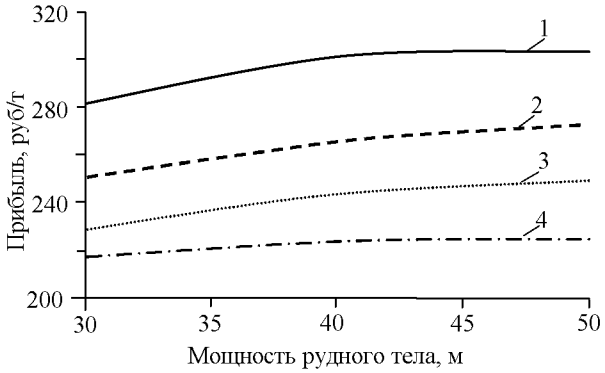


Рис.4. Закономерности изменения прибыли для камерно-целиковой системы разработки в зависимости от мощности рудного тела и глубины горных работ

1 – глубина 200 м; 2 – 400 м; 3 – 600 м; 4 – 800 м

при $0{,}33 \le (L_ц/m_з) < 1{,}0$; $\eta = 1{,}4(L_ц/m_з)$ при $(L_ц/m_з) \ge 1{,}0$ (где $L_ц$ – ширина МКЦ, м; $m_з$ – средняя нормальная мощность залежи в месте расположения МКЦ, м). При $(L_ц/m_з) < 0{,}2k_з = 0{,}3$ ширина МКЦ принимается для условий $(L_ц/m_з) = 0{,}3$ [2].

Результаты геомеханического обоснования безопасных размеров (ширины) междублоковых целиков при различной мощности рудного тела приведены на рис.3, а результаты экономической оценки [5, 6] эффективности применения камерно-целиковой системы разработки (отбойка из подэтажных штреков) с оставлением временных целиков – на рис.4.

Из анализа результатов технико-экономического обоснования следует:

- учет естественной податливости междублоковых целиков позволяет значительно снизить потери руды при выемке целиков за счет обоснованного уменьшения их проектных размеров;
- коэффициент извлечения ценностей (минерального сырья) из недр существенно выше (потери ниже) при камерно-целиковой системе разработке, чем при системе с торцевым и, особенно, с траншейным выпуском; при этом разница в коэффициенте извлечения тем больше, чем меньше мощность рудного тела;
- в структуре запасов удельный вес рудных тел мощностью до 40 м составляет около 40 %, а мощностью более 40 м – свыше 60 %, тогда прибыль на 1 т погашенных запасов при камерно-целиковой системе может быть на 20-30 % выше, чем при других системах;
- коэффициент изменения качества руды при добыче также заметно выше при камерно-целиковой системе в связи с меньшим разубоживанием;
- при глубине 700 м и мощности 50 м показатели всех систем примерно одинаковые.

ЛИТЕРАТУРА

1. *Беляев Н.М.* Сопротивление материалов. М.: Гос. тех.-теориздат, 1954. 856 с.

2. *Ильницкая Е.И.* Свойства горных пород и методы их определения / Е.И.Ильницкая, Р.П.Тедер, Е.С.Ватолин. М.: Недра, 1969. 392 с.

3. *Именитов В.Р.* Технология, механизация и организация производственных процессов при подземной разработке рудных месторождений. М.: Недра, 1973. 459 с.

4. Инструкция по учету состояния и движения запасов, определению, планированию и нормированию количественных и качественных потерь апатит-нефелиновых руд на рудниках производственного объединения «Апатит» им.С.М.Кирова / ОАО «Апатит». Апатиты, 1992. 80 с.

5. *Лобанов Н.Я.* Экономика, организация и планирование производства на предприятиях горнорудной промышленности / Н.Я.Лобанов, В.Г.Торцев. М.: Недра, 1986. 328 с.

6. *Лобанов Н.Я.* Экономика природопользования при разведке, добыче и обогащении полезных ископаемых. Экономическая оценка минеральных ресурсов: Учеб. пособие / Санкт-Петербург. горный ин-т. СПб, 2009. 99 с.

7. *Петухов И.М.* Расчетные методы в механике горных ударов и выбросов: Справочное пособие / И.М.Петухов, А.М.Линьков, В.С.Сидоров. М.: Недра, 1992. 256 с.

8. Указания по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам / ОАО «Апатит». Апатиты – Кировск, 2002. 100 с.

REFERENCES

1. *Belyaev N.M.* Strength of materials. Moscow: Gostechizdat, 1954. 856 p.

2. *Ilnitskaya E.I.*, *Teder R.I.*, *Vatolin E.S.* Rock properties and methods for their determination. Moscow: Nedra, 1969. 392 p.

3. *Imenitov V R.* Technology, mechanization and production processes in underground mining of ore deposits. Moscow: Nedra, 1973. 495 p.

4. Instruction on account of state of reserves, definition, planning and rating of quantitative losses of apatite-nepheline ores at ore mines of OJSC «Apatit» / OJSC «Apatit». Apatity. 1992. 80 p.

5. *Lobanov N.Y.*, *Torshev V.G.* Economics, organization and planning of production at ore plants. Moscow: Nedra, 1986. 328 p.

6. *Lobanov N.Y.* Economy of nature utilization in prospecting, mining and enrichment of mineral resources. Economic assessment of mineral resources: Textbook. Saint Petersburg, 2009. 99 p.

7. *Petukhov I.M.*, *Linkov A.M.*, *Sidorov V.S.* Calculation methods in the mechanics of rock bursts and outbursts: Reference textbook. Moscow: Nedra, 1992. 256 p.

8. Directions on safe mining operations at the deposits prone to rockbursts / OJSC «Apatit». Apatity – Kirovsk, 2002. 100 p.