ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень /
MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin, 2020;(12):5-15
ОРИГИНАЛЬНАЯ СТАТЬЯ / ORIGINAL PAPER

УДК 622.273.2 DOI: 10.25018/0236-1493-2020-12-0-5-15

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕХОДА ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА К НОВОМУ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМУ УКЛАДУ С РОСТОМ ГЛУБИНЫ ГОРНЫХ РАБОТ

Д.Р. Каплунов[1], Д.Н. Радченко[1], В.С. Федотенко[1], В.С. Лавенков[1]

[1] Институт проблем комплексного освоения недр РАН, Москва, Россия,
e-mail: radchenko_dn@ipkonran.ru

Аннотация: Новый технологический уклад подземного рудика предусматривает современные системы управления качеством добываемого сырья на базе высокоскоростных ленточных сепараторов с выделением большей части отходов еще на стадии добычи. Это позволяет расширить границы проектирования и обеспечить вовлечение в эксплуатацию бедных руд, ранее относимых к забалансовым. При всей привлекательности технологии внутрирудничной сепарации, важнейшим условием ее внедрения в подземных рудниках является поиск решений по утилизации отходов сепарации, которые базируются на комбинации технологий сепарации и твердеющей закладки выработанного пространства передвижными закладочными комплексами модульного типа. Методика исследований включала сравнительный экономический анализ вариантов поверхностного и подземного размещения таких комплексов оборудования при однотипных схемах доставки, откатки и подъема горной массы на поверхность. Разработана экономико-математическая модель оценки эффективности подземного и поверхностного расположения комплексов. Показано, что расположение комплексов в подземных условиях является наиболее предпочтительным, дана количественная оценка эффективности перехода к новому технологическому укладу подземного рудника с увеличением глубины ведения горных работ.

Ключевые слова: новый технологический уклад, управление качеством рудопотоков, подземная разработка, рудничная сепарация, высокоскоростные ленточные сепараторы, твердеющая закладка выработанного пространства, передвижные закладочные комплексы, утилизация отходов, экономико-математическое моделирование, снижение эксплуатационных затрат на транспортирование и подъем руды.

Благодарность: Исследования выполняются при поддержке РФФИ (грант 18-05-00114_а).

Для цитирования: *Каплунов Д. Р., Радченко Д. Н., Федотенко В. С., Лавенков В. С.* Оценка эффективности перехода подземного рудника к новому технологическому укладу с ростом глубины горных работ // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 12. – С. 5–15. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-12-0-5-15.

Assessment of efficiency of transition to a new wave of technological innovation in underground mining during is continuous progression to deeper levels

D.R. Kaplunov[1], D.N. Radchenko[1], V.S. Fedotenko[1], V.S. Lavenkov[1]

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

© Д.Р. Каплунов, Д.Н. Радченко, В.С. Федотенко, В.С. Лавенков. 2020.

Abstract: A new wave of technological innovation in an underground mine involves state-of-the art control of mineral quality using high-velocity belt-type separators to remove the bulk of waste right at the stage of mining. This enables pushing the mine project limits and allows extraction of noneconomic low-grade ore reserves. Being very attractive, the in-situ separation technology to be introduced in mines needs that separated waste is handled, which is possible by means of combining separation with the technology of cemented backfill preparation using mobile modular-type backfill plants. The implemented research included the comparative economic analysis of the ground-level and underground location alternatives of the backfill prep plants at the same flow charts of rock haulage and hoist. The economic and mathematical model is developed for the assessment of the ground-level and underground locations of backfill prep plants. The underground location appears to be more preferable. Efficiency of transition to a new wave of technological innovation in underground mining continuously progressing to deeper levels is quantitatively assessed.

Key words: new wave of technological innovation, ore quality control, underground mining, in-situ separation, high-velocity belt-type separators, cemented backfill, mobile backfill preparation plant, waste handling, economical and mathematical modeling, ore haulage and hoist cost reduction.

Acknowledgements: This study was supported by the Russian Foundation for Basic Research, Grant No. 18-05-00114_a.

For citation: Kaplunov D. R., Radchenko D. N., Fedotenko V. S., Lavenkov V. S. Assessment of efficiency of transition to a new wave of technological innovation in underground mining during is continuous progression to deeper levels. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020;(12):5-15. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-12-0-5-15.

Введение

Согласно современным прогнозам, спрос на базовые металлы в ближайшие десятилетия вырастет в разы [1, 2]. Покрытие спроса возможно только за счет изменения подходов к проектированию подземных рудников с переходом на новые принципы геологической оценки и подсчета запасов, ориентирование на освоение бедных руд, ранее относимых к забалансовым. Существенное увеличение масштабов добычи в будущем повлечет соответствующий рост числа и производительности обогатительных фабрик, а следовательно, нагрузки на окружающую среду [3, 4]. Снижение роста объема хвостов обогащения и повышение качества продукции горно-обогатительного комплекса должно базироваться на обоснованных решениях по предварительной сепарации рудной массы еще на стадии добычи [5, 6]. При этом комплексы высокоскоростной рудничной сепарации достаточно эффективно применяются на месторождениях мира, однако их установка осуществляется, как правило, на поверхности. В настоящее время габариты современных ленточных сепараторов позволяют размещать их в подземном пространстве в специально пройденных камерах [7–10]. Применение предварительной рудничной сепарации позволяет снизить все сопутствующие затраты на обогащение рудной массы, а также повысить качество извлекаемых концентратов. При всей привлекательности технологии внутрирудничной сепарации важнейшим направлением ее внедрения в подземных рудниках является поиск решений по утилизации отходов сепарации.

В этой связи разработаны передвижные закладочные комплексы модульно-

го типа [11–14], которые прошли опытно-промышленную апробацию на горных предприятиях. Такие комплексы позволяют производить твердеющие закладочные смеси с требуемыми реологическими характеристиками при минимальном количестве транспортной воды; перемещаемые вслед за фронтом ведения закладочных работ, они являются одним из ключевых элементов, определяющих техническую возможность реализации внутрирудничной сепарации, обеспечивая полную утилизацию образующихся отходов, что особенно актуально при высокопроизводительных системах разработки с закладкой. Однако известно, что расходы на перемещение минерально-сырьевых потоков в подземном руднике (горной массы, отходов производства, материалов, закладочной смеси и т.п.) составляют значительную долю себестоимости добычи руд [15, 16], а в случае внутрирудничной сепарации требуется транспортирование на утилизацию значительных объемов отходов рудничной сепарации. Поэтому была поставлена и решена задача исследования этапов перехода подземного рудника на новый технологический уклад по мере увеличения глубины горных работ и проанализирована экономическая оценка эффективности совместного применения комплексов сепарации и передвижных закладочных комплексов при равнозначной схеме вскрытия и применяемых системах разработки.

Ранее вопросу технико-экономической оценки вариантов размещения комплексов сепарации полезного ископаемого уделялось недостаточно внимания, так как возможность получения твердеющей закладки выработанного пространства в руднике на основе отходов сепарации не рассматривалась.

В указанной постановке сравнительный технико-экономический анализ поверхностного и подземного вариантов размещения комплексов является новой задачей.

Методы

В рамках сравнительной оценки рассмотрено два наиболее характерных варианта размещения комплексов внутрирудничной сепарации и закладки выработанного пространства без учета возможности осуществления промежуточных решений. Первый — поверхностный, предусматривающий рудничную сепарацию на поверхности с последующем приготовлением на основе отходов сепарации твердеющей смеси и подачей ее обратно в выработанное пространство посредством системы скважин и трубопроводов. Второй — подземный, предусматривающий внутрирудничную сепарацию в подземных условиях с выдачей на поверхность рудопотока, представленного исключительно концентратом сепарации. При этом отходы сепарации, которые готовятся на подземных передвижных закладочных комплексах, утилизируются без выдачи на поверхность в составе твердеющей смеси. Схематически каждый из рассматриваемых вариантов представлен на рис. 1.

Для исследования эффективности применения каждого из вариантов в качестве критерия сравнения принята сумма эксплуатационных затрат на процессы транспортирования и подъема рудной массы или концентрата сепарации, приведенных к 1 т добытой рудной массы. Затраты на прочие процессы — добычу, переработку, рудничную сепарацию, закладочные работы — принимались одинаковыми для обоих вариантов и тем самым в общей сравнительной модели не были учитывались.

Капитальные затраты по каждому варианту принимались сопоставимыми, поэтому модель для сравнительной технико-экономической оценки имеет вид:

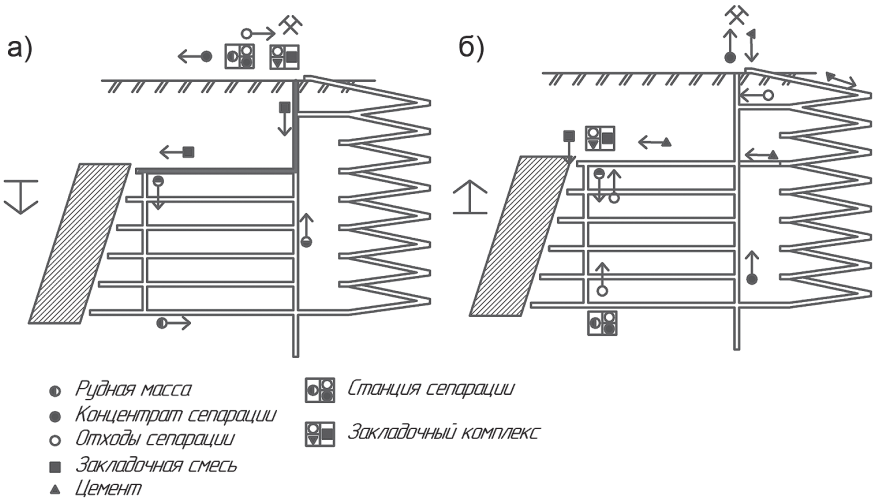

Рис. 1. Варианты размещения комплексов рудничной сепарации и закладки выработанного пространства: комплексы на поверхности (а); комплексы в подземных условиях (б)
Fig. 1. Location alternatives of in-situ separation and backfill plants: a — above ground; b — underground

$$\sum З_{пов} = З_{тран\ руд} + З_{под\ руд} \quad (1)$$

$$\sum З_{под} = З_{тран\ прод} + З_{под\ прод} \quad (2)$$

где $\sum З_{пов}$, $\sum З_{под}$ — суммарные эксплуатационные затраты на процессы транспортирования и подъема рудной массы или концентрата сепарации при поверхностном и подземном расположении комплексов, приведенные к 1 т добытой рудной массы соответственно, руб/т; $З_{тран\ руд}$, $З_{тран\ прод}$ — затраты на транспортирование рудной массы или концентрата сепарации соответственно, руб/т; $З_{под\ руд}$, $З_{под\ прод}$ — затраты на подъем рудной массы или концентрата сепарации соответсвенно, руб/т.

Для расчета затрат на транспортирование рудной массы протяженность транспортного квершлага в зависимости от глубины разработки устанавливалась по зависимости:

$$l_{kb} = \frac{H}{\tan\beta} + c \text{ , м} \quad (3)$$

где H — глубина разработки, м; β — угол сдвижения горных пород, град., c — величина бермы безопасности.

Согласно алгоритму расчета далее определяется время цикла работы шахтного автосамосвала, включающего погрузку, транспортирование, разгрузку и возврат:

$$t_{тран} = t^{авт}_{пог} + \frac{2 \cdot l_{кв}}{v_{автос}} + t^{авт}_{разг} \text{ , мин} \quad (4)$$

где $t^{авт}_{пог}$, $t^{авт}_{разг}$ — время на погрузку и разгрузку автосамосвала соответственно, мин; $v_{автос}$ — средняя скорость движения автосамосвала, м/мин.

Отсюда производительность одного автосамосвала расчитывалась:

$$A_{автос} = V_{куз} \cdot \gamma_{руд} / t_{тран}, \text{ т/мин} \quad (5)$$

где $V_{куз}$ — емкость кузова автосамосвала, м^3; $\gamma_{руд}$ — насыпная плотность рудной массы, т/м^3.

Тогда при известной производственной мощности рудника ($A_{руд}$), необходимое количество автосамосвалов для поверхностного и подземного вариантов определяется, соответственно:

$$n_{а/с\ пов} = A_{руд} / A_{автос}, \text{ ед.} \quad (6)$$

$$n_{а/с\ под} = A_{руд} \cdot \gamma_{кц} / A_{автос}, \text{ ед.} \quad (7)$$

где $\gamma_{кц}$ — выход концентрат сепарации, д.е.

Согласно методике расчетов, с учетом определенного общего парка автосамосвалов на руднике затраты на транспортирование, приведенные к 1 т добытой рудной массы, определяются из выражения:

$$З_{\text{а/с пов}} = n_{\text{а/с пов}} \cdot \frac{\left(ЗП_{\text{а/с}} + \sum q_{\text{гсм}} \cdot Ц_{\text{гсм}} + \frac{Ц_{\text{а/с}}}{T_{\text{а/с}}} \right)}{A_{\text{руд}}}, \text{ руб./т} \quad (8)$$

$$З_{\text{а/с под}} = n_{\text{а/с под}} \cdot \frac{\left(ЗП_{\text{а/с}} + \sum q_{\text{гсм}} \cdot Ц_{\text{гсм}} + \frac{Ц_{\text{а/с}}}{T_{\text{а/с}}} \right)}{A_{\text{руд}}}, \text{ руб./т} \quad (9)$$

где $ЗП$ — размер заработной платы, руб./ч; $\sum q_{\text{гсм}}$, $Ц_{\text{гсм}}$ — суммарные расходы на горюче-смазочные материалы, руб./ч; $Ц_{\text{а/с}}$, $T_{\text{а/с}}$ — цена (руб.) и срок службы автосамосвала (ч).

Аналогичным образом производится расчет затрат на подъем.

Время цикла работы скипа, включающего погрузку, подъем, разгрузку и подачу под загрузку, вычисляется согласно выражению:

$$t_{\text{под}} = t^{\text{ск}}_{\text{пог}} + \frac{2 \cdot H}{v_{ck}} + t^{ck}_{\text{разг}}, \text{ мин} \quad (10)$$

где $t^{\text{ск}}_{\text{пог}}$, $t^{\text{ск}}_{\text{разг}}$ — время на погрузку и разгрузку скипа соответсвенно, мин; $v_{\text{ск}}$ — средняя скорость движения скипа, м/мин; H — высота подъема, м.

Отсюда производительность одного скипа составляет:

$$A_{\text{ск}} = V_{\text{ск}} \cdot \gamma_{\text{руд}} / t_{\text{под}}, \text{ т/мин} \quad (11)$$

где $V_{\text{ск}}$ — емкость скипа, м^3; $\gamma_{\text{руд}}$ — насыпная плотность рудной массы, т/м^3.

Количество скипов, необходимых для подъема рудной массы, определяется:

$$n_{\text{ск пов}} = A_{\text{руд}} / A_{\text{ск}}, \text{ ед.} \quad (12)$$

$$n_{\text{ск под}} = A_{\text{руд}} \cdot \gamma_{\text{кц}} / A_{\text{ск}}, \text{ ед.} \quad (13)$$

Затраты на электроэнергию при подъеме рудной массы на поверхность определяются:

$$З_{\text{эл.эн.под пов}} = A_{\text{руд}} \cdot g \cdot H \cdot \frac{Ц_{\text{кВт эл.эн.}}}{1000 \cdot \sum \eta_{\text{под}}}, \text{ кВт} \quad (14)$$

$$З_{\text{эл.эн.под под}} = A_{\text{руд}} \cdot \gamma_{\text{кц}} \cdot g \cdot H \cdot \frac{Ц_{\text{кВт эл.эн.}}}{1000 \cdot \sum \eta_{\text{под}}}, \text{ кВт} \quad (15)$$

где g — ускорение свободного падения, м/с^2; $\sum \eta_{\text{под}}$ — общее КПД подъема, д.е.; $Ц_{\text{кВт эл.эн.}}$ — цена 1 кВт · ч электроэнергии, руб./кВт · ч.

Амортизационные отчисления на скипы согласно методике учитывают:

$$З_{\text{ам ск пов}} = n_{\text{ск пов}} \cdot (Ц_{\text{ск}} / T_{\text{ск}}), \text{ руб./ч} \quad (16)$$

$$З_{\text{ам ск под}} = n_{\text{ск под}} \cdot (Ц_{\text{ск}} / T_{\text{ск}}), \text{ руб./ч} \quad (17)$$

$Ц_{\text{ск}}$, $T_{\text{ск}}$ — цена (руб.) и срок службы скипа (ч).

Отсюда общие затраты на подъем по вариантам рассчитываются из выражения:

$$З_{\text{под пов}} = (З_{\text{эл.эн.под пов}} + З_{\text{ам скип пов}} + ЗП_{\text{под}}) / A_{\text{руд}}, \text{ руб./т} \quad (18)$$

$$З_{\text{под под}} = (З_{\text{эл.эн.под}} + З_{\text{ам скип пов}} + ЗП_{\text{под}}) / A_{\text{руд}}, \text{ руб./т} \quad (19)$$

Результаты

Сравнительный анализ эффективности перехода к новому технологическому укладу подземного рудника, выполненный в настоящей работе, производился для различных условий разработки. В качестве независимых параметров в модели были приняты: глубина разработки (H), производственная мощность рудника ($A_{\text{руд}}$) и выход отходов рудничной сепарации ($\gamma_{\text{кц}}$). Данные величины были выбраны ввиду того, что они в значительной мере определя-

ются горно-геологическими условиями отработки месторождения: глубина ведения горных работ связана с глубиной рудных залежей и качеством полезного ископаемого; производственная мощность рудника определяется по горным возможностям с учетом величины рудной площади; выход концентрата сепарации зависит от контрастности руд.

Очевидно, что для варианта поверхностного размещения комплексов значение выхода концентрата рудничной сепарации ($\gamma_{кц}$) не влияет на процессы транспортирования и подъема рудной массы. В то же время, затраты на транспортирование и подъем при варианте подземного расположения комплексов в значительной мере определяются именно этим параметром. Изменение эксплуатационных затрат на процессы транспортирования и подъема рудной массы или концентрата рудничной сепарации в зависимости от глубины разработки представлены на рис. 2.

Полученные результаты показывают, что подземное размещение комплексов снижает затраты на транспортирование и подъем, причем с увеличением глубины разработки и снижением выхода концентрата сепарации эффективность размещения подземных комплексов растет. В то же время, с увеличением выхода концентрата сепарации, эксплуатационные затраты при эксплуатации подземных комплексов растут и, в предельном случае, когда $\gamma_{кц} = 100\%$, становятся равны затратам на эксплуатацию поверхностных комплексов. Это свидетельствует об адекватности модели.

Исследование влияния глубины разработки на величину эксплуатационных затрат показало, что разница между вариантами подземного и поверхностного расположения комплексов увеличивается с глубиной. Для этих целей было оценено изменение относительной экономии затрат из выражения:

$$Э = ((З_{пов} - З_{под})/З_{пов}) \cdot 100, \% \quad (20)$$

Результаты расчета экономии затрат на процессы транспорта и подъема при применении подземных комплексов сепарации руд и закладки представлены на рис. 3.

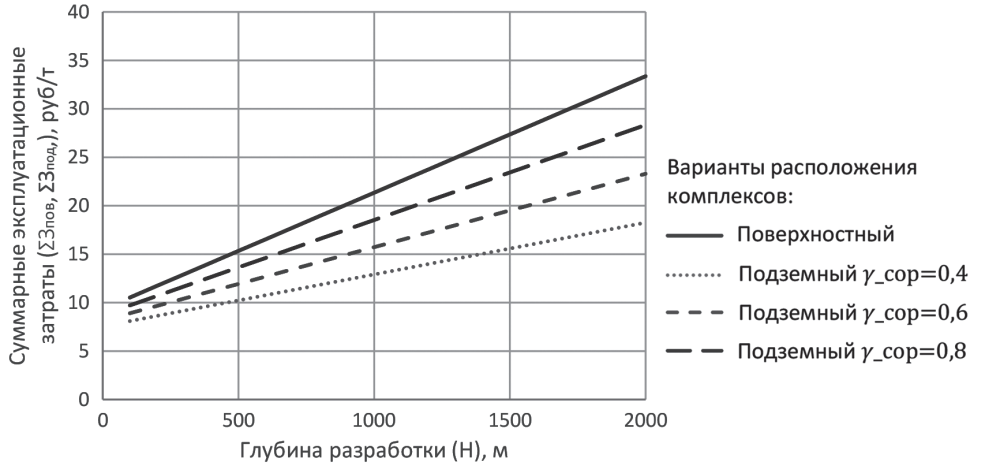

Рис. 2. Суммарные эксплуатационные затраты на процессы транспортирования и подъема рудной массы при поверхностном ($\Sigma З_{пов}$) и подземном расположении ($\Sigma З_{под}$) комплексов, приведенные к 1 т добытой рудной массы в зависимости от глубины разработки (Н)

Fig. 2. Total operating costs of ore haulage and hoist flow charts in case of ground-level ($\Sigma З_{ground}$) and underground ($\Sigma З_{under}$) locations of separation and backfill plants, reduced to 1 t of produced ore as function of mining depth (H)

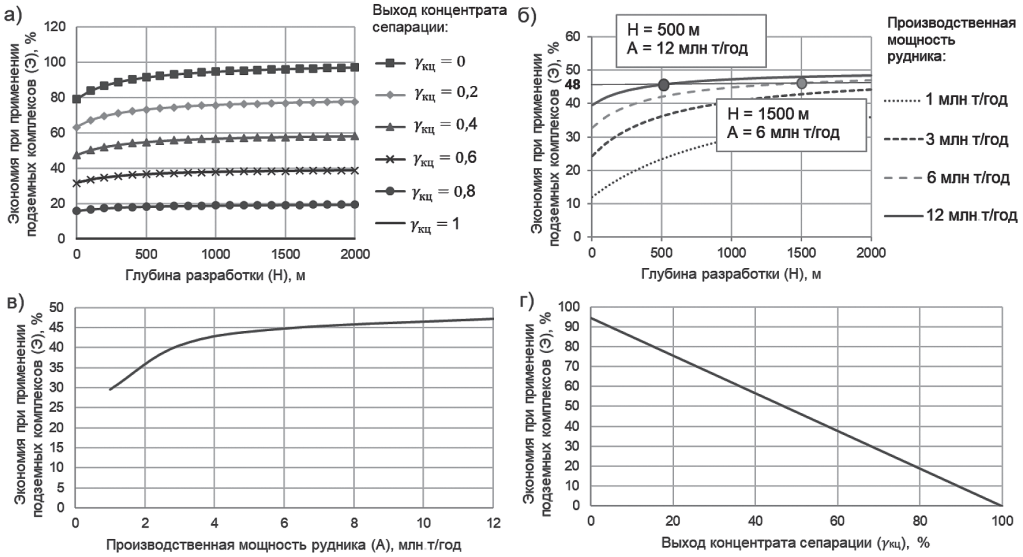

Рис. 3. Экономия затрат на транспорт и подъем при применении подземных станций сепарации и закладки в зависимости от: глубины разработки и выхода концентрата сепарации ($\gamma_{кц}$) (а); глубины разработки и производственной мощности рудника при выходе концентрата сепарации 50% (б); производственной мощности рудника для глубины разработки 1000 м и выходе концентрата сепарации 50% (в); выхода концентрата сепарации при глубине разработки 1000 м и производственной мощности рудника 3 млн т/год (г)

Fig. 3. Cost saving in haulage and hoist with underground arrangement of separation and backfill plants subject to (a) depth of mining and yield of separation concentrate (γ_c); (b) depth of mining and mine capacity at separation concentrate yield of 50%; (v) mine capacity at mining depth of 1000 m and separation concentrate yield of 50%; (g) yield of separation concentrate at mining depth of 1000 m and mine capacity of 3 Mt/yr

Анализ полученных результатов (рис. 3, *а*) показывает, что с увеличением глубины разработки экономия от применения подземных комплексов меняется не линейно, а возрастает с глубиной и асимптотически стремится к выходу отходов сепарации (100 — $\gamma_{кц}$).

Установлено, что с увеличением производственной мощности эффективность применения подземных комплексов возрастает. Например, при производственной мощности рудника в 12 млн т/год и выходе концентрата сепарации 50% на глубине разработки 500 м экономия затрат на транспортирование и подъем рудной массы при применении подземных комплексов достигает 48%. Для тех же условий, но производственной мощности рудника в два раза меньше или 6 млн т/год, аналогичная эффективность в 48% будет достигнута при глубине 1500 м.

Установлено, что с увеличением производственной мощности рудника экономия от применения подземных комплексов асимптотически стремится к выходу отходов сепарации руд (рис. 3, *в*).

Доказано, что экономия затрат от применения подземных комплексов в зависимости от выхода концентрата сепарации изменяется обратно пропорционально выходу данного продукта (рис. 3, *г*).

Проведенный анализ изменения экономии затрат в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий отработки (производственной мощности рудника, глубины разработки и выхода концентрата сепарации) позволил выявить следующую закономерность:

$$Э = \left(100 - \gamma_{кц}\right) \cdot$$

$$\cdot \frac{aH + b}{aH + b + c \cdot \frac{1}{A_{руд}} \cdot \frac{N_{рд} \cdot 24 \cdot 3600}{10^9}}, \% \quad (21)$$

где H — глубина разработки, м; $\gamma_{кц}$ — выход концентрата сепарации, д.е.; $A_{руд}$ — производственная мощность рудника, млн т/год; $N_{рд}$ — число рабочих дней в году, ед.

При этом параметры закономерности (21) для условий моделирования будут иметь следующий вид:

$$a = \frac{2}{\tan\beta \cdot v_{авт} \cdot V_{куз} \cdot \gamma_{руд}} \cdot$$

$$\cdot \left(ЗП_{авт} + \sum q_{гсм} \cdot Ц_{гсм} + \frac{Ц_{автос}}{T_{автос}} \right) +$$

$$+ g \cdot \frac{Ц_{скипа}}{T_{скипа}} + \frac{2}{V_{скипа} \cdot v_{скипа} \cdot \gamma_{руд}} \cdot \frac{Ц_{скипа}}{T_{скипа}} \text{ руб/(т·м)}$$

$$b = \frac{t_{пог}^{авт} + t_{раз}^{авт}}{V_{куз} \cdot \gamma_{руд}} \cdot$$

$$\cdot \left(ЗП_{авт} + \sum q_{гсм} \cdot Ц_{гсм} + \frac{Ц_{автос}}{T_{автос}} \right) + \text{ руб/т}$$

$$+ \frac{Ц_{скипа}}{T_{скипа}} + \frac{t_{пог}^{скипа} + t_{раз}^{скипа}}{V_{скипа} \cdot \gamma_{руд}} \cdot \frac{Ц_{скипа}}{T_{скипа}}$$

$$c = ЗП_{под}, \text{ руб/ч} \quad (22)$$

Анализ полученной закономерности (21), а также параметров a, b и c (22) показал, что параметром а является сумма затрат на перемещение горной массы и зависит от интенсивности потока: дальности транспортирования, высоты подъема и массы перемещаемого груза. Параметр b — сумма затрат, отнесенных к массе перемещаемой продукции. Параметр c — сумма затрат, зависящих только от времени.

Таким образом, закономерность (21) может быть применена и для других условий отработки, например, предполагающих схему транспортирования концентрата сепаратора с использованием конвейеров, электровозов и т.п. В этом случае, необходимо только скорректировать значения параметров a, b и c. Общий вид закономерности при этом останется неизменным.

Выводы

Полученные результаты свидетельствуют об эффективности перехода на новый технологический уклад подземного рудника, предусматривающий сочетание высокоскоростных ленточных сепараторов и подземных передвижных закладочных комплексов модульного типа. Причем подземное расположение комплексов сепарации и закладки твердеющими смесями на основе отходов сепарации предпочтительно. Установленные закономерности выражены в виде экономико-математической модели (21).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Schipper B. W., Lin H.-C., Meloni M.A., Wansleeben K., Heijungs R., van der Voet E.* Estimating global copper demand until 2100 with regression and stock dynamics // Resources, Conservation and Recycling. 2018. Vol. 132. Pp. 28–36. https://linkinghub.elsevier.com/retrieve/pii/S0921344918300041 (дата обращения: 03.06.2019).

2. *Daigo I., Osako S., Adachi Yo., Matsuno Ya.* Time-series analysis of global zinc demand associated with steel // Resources, Conservation and Recycling. 2014. Vol. 82. Pp. 35–40. https://linkinghub.elsevier.com/retrieve/pii/S0921344913002206 (дата обращения: 03.06.2019).

3. *Schoenberger E.* Environmentally sustainable mining: The case of tailings storage facilities // Resources Policy. 2016. Vol. 49. Pp. 119–128. http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0301420716300782 (дата обращения: 15.06.2020).

4. *Suopajärvi L., Poelzer G.A., Ejdemo T., Klyuchnikova E., Korchak E., Nygaard V.* Social sustainability in northern mining communities. A study of the European North and Northwest Russia // Resources Policy. 2016. Vol. 47. Pp. 61–68. http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0301420715001221 (дата обращения: 15.06.2020).

5. *Рыльникова М. В., Радченко Д. Н., Цупкина М. В. и др.* Вовлечение техногенных минеральных объектов в полный цикл освоения рудных месторождений: решение проблем техносферной безопасности. — Севастополь: СГУ, 2019. — С. 1428–1432.

6. *Baninla Y., Zhang M., Lu Y., Liang R., Zhang Q., Zhou Yu., Khan K.* A transitional perspective of global and regional mineral material flows // Resources, Conservation and Recycling. 2019. Vol. 140. Pp. 91–101. http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0921344918303422 (дата обращения: 15.06.2020).

7. *Robben C., Wotruba H.* Sensor-based ore sorting technology in mining-past, present and future // Minerals. 2019. Vol. 9. No 9. P. 523.

8. *Nadolski S., Samuels M., Klein B., Hart C. J. R.* Evaluation of bulk and particle sensor-based sorting systems for the New Afton block caving operation // Minerals Engineering. 2018. Vol. 121. Pp. 169–179. http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0892687518300761 (дата обращения: 15.06.2020).

9. *Robben C., Condori P., Pinto A., Machaca R., Takala A.* X-ray-transmission based ore sorting at the San Rafael tin mine // Minerals Engineering. 2020. Vol. 145. Article 105870. http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S089268751930281X (дата обращения: 15.06.2020).

10. *Schindler I.* Simulation-based comparison of cut-and-fill mining with and without preconcentration. Master's Thesis. Aachen, Germany, 2003.

11. *Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В., Радченко Д. Н., Маннанов Р. Ш., Зверев А. П.* Инновационные технологии ликвидации пустот с применением передвижных закладочных комплексов // Маркшейдерский вестник. — 2011. — № 6. — С. 5–9.

12. *Каплунов Д. Р., Радченко Д. Н.* Выработанные пространства недр: принципы многофункционального использования в полном цикле комплексного освоения месторождений твердых полезных ископаемых // Горный журнал. — 2016. — № 5. — С. 28–33. http://www.rudmet.ru/journal/1530/article/26293/?language=en (дата обращения: 08.10.2016).

13. *Лавенков В. С., Радченко Д. Н., Гаджиева Л. А.* Закономерности формирования технологических свойств минерально-сырьевых потоков как база имитационного моделирования нового технологического уклада развития подземных рудников / Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу. — Магнитогорск, 2019. — С. 288–300.

14. *Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В., Радченко Д. Н., Корнеев Ю. В.* Передвижные закладочные комплексы в системах разработки рудных месторождений с закладкой выработанных пространств // Горный журнал. — 2013. — № 2. — С. 101–104. http://elibrary.ru/item.asp?id=19027079.

15. *Каплунов Д. Р., Радченко Д. Н.* Принципы проектирования и выбор технологий освоения недр, обеспечивающих устойчивое развитие подземных рудников // Горный Журнал. — 2017. — № 11. — С. 52–59. https://elibrary.ru/item.asp?id=30741675 (дата обращения: 15.06.2020).

16. *Имитационная* модель горнотехнической системы, включающей подземные комплексы сепарации руд и закладки выработанного пространства [Электронный ресурс]. https://www.elibrary.ru/item.asp?id=42346257 (дата обращения: 26.02.2020). ГИАБ

REFERENCES

1. Schipper B.W., Lin H.-C., Meloni M.A., Wansleeben K., Heijungs R., van der Voet E. Estimating global copper demand until 2100 with regression and stock dynamics. *Resources, Conservation and Recycling*. 2018. Vol. 132. Pp. 28–36. https://linkinghub.elsevier.com/retrieve/pii/S0921344918300041 (accessed 03.06.2019).

2. Daigo I., Osako S., Adachi Yo., Matsuno Ya. Time-series analysis of global zinc demand associated with steel. *Resources, Conservation and Recycling*. 2014. Vol. 82. Pp. 35–40. https://linkinghub.elsevier.com/retrieve/pii/S0921344913002206 (accessed 03.06.2019).

3. Schoenberger E. Environmentally sustainable mining: The case of tailings storage facilities. *Resources Policy*. 2016. Vol. 49. Pp. 119–128. http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0301420716300782 (accessed 15.06.2020).

4. Suopajärvi L., Poelzer G.A., Ejdemo T., Klyuchnikova E., Korchak E., Nygaard V. Social sustainability in northern mining communities. A study of the European North and Northwest Russia. *Resources Policy*. 2016. Vol. 47. Pp. 61–68. http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0301420715001221 (accessed 15.06.2020).

5. Ryl'nikova M.V., Radchenko D.N., TSupkina M.V. *Vovlechenie tekhnogennykh mineral'nykh ob"ektov v polnyy tsikl osvoeniya rudnykh mestorozhdeniy: reshenie problem tekhnosfernoy bezopasnosti* [Inclusion of manmade mineral objects in complete ore mining cycle: Technosphere safety solutions], Sevastopol', SGU, 2019, pp. 1428–1432.

6. Baninla Y., Zhang M., Lu Y., Liang R., Zhang Q., Zhou Yu., Khan K. A transitional perspective of global and regional mineral material flows. *Resources, Conservation and Recycling*. 2019. Vol. 140. Pp. 91–101. http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0921344918303422 (accessed 15.06.2020).

7. Robben C., Wotruba H. Sensor-based ore sorting technology in mining-past, present and future. *Minerals*. 2019. Vol. 9. No 9. P. 523.

8. Nadolski S., Samuels M., Klein B., Hart C.J.R. Evaluation of bulk and particle sensor-based sorting systems for the New Afton block caving operation. *Minerals Engineering*. 2018. Vol. 121. Pp. 169–179. http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0892687518300761 (accessed 15.06.2020).

9. Robben C., Condori P., Pinto A., Machaca R., Takala A. X-ray-transmission based ore sorting at the San Rafael tin mine. *Minerals Engineering*. 2020. Vol. 145. Article 105870. http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S089268751930281X (accessed 15.06.2020).

10. Schindler I. *Simulation-based comparison of cut-and-fill mining with and without preconcentration*. Master's Thesis. Aachen, Germany, 2003.

11. Kaplunov D.R., Ryl'nikova M.V., Radchenko D.N., Mannanov R.Sh., Zverev A.P.Technological innovations in elimination of voids using mobile backfill plants. *Mine Surveying Bulletin*. 2011, no 6, pp. 5–9. [In Russ].

12. Kaplunov D.R., Radchenko D.N. Underground mined-out areas: Principles of multipurpose use in complete cycle of integrated solid mineral mining. *Gornyi Zhurnal*. 2016, no 5, pp. 28–33. http://www.rudmet.ru/journal/1530/article/26293/?language=en (accessed 08.10.2016). [In Russ].

13. Kaplunov D.R., Radchenko D.N. Laws of formation of process properties in flows of mineral raw materials as a framework for simulation modeling of technological innovation in underground mining. *Kombinirovannaya geotekhnologiya: perekhod k novomu tekhnologicheskomu ukladu*. Magnitogorsk, 2019, pp. 288–300.

14. Kaplunov D.R., Ryl'nikova M.V., Radchenko D.N., Korneev Yu.V. Mobile backfill plants in ore mining with backfill. *Gornyi Zhurnal*. 2013, no 2, pp. 101–104. http://elibrary.ru/item.asp?id=19027079. [In Russ].

15. Kaplunov D.R., Radchenko D.N. Mine design philosophy and technology selection towards sustainable underground mining. *Gornyi Zhurnal*. 2017, no 11, pp. 52–59. https://elibrary.ru/item.asp?id=30741675 (accessed 15.06.2020). [In Russ].

16. *Imitatsionnaya model' gornotekhnicheskoy sistemy, vklyuchayushchey podzemnye kompleksy separatsii rud i zakladki vyrabotannogo prostranstva* [Simulation modeling of a geotechnical system with in-situ ore separation and backfill plant], https://www.elibrary.ru/item.asp?id=42346257 (accessed 26.02.2020). [In Russ].

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Каплунов Давид Родионович[1] — член-корр. РАН, д-р техн. наук, профессор, научный руководитель отдела Теории проектирования освоения недр, e-mail: kapdan@rambler.ru,
Радченко Дмитрий Николаевич[1] — канд. техн. наук, доцент, старший научный сотрудник, e-mail: radchenko_dn@ipkonran.ru,
Федотенко Виктор Сергеевич[1] — д-р техн. наук, Ученый секретарь института, e-mail: victorfedotenko@gmail.com,
Лавенков Владимир Станиславович[1] — младший научный сотрудник, e-mail: lavenkov_vs@ipkonran.ru,
[1] Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук (ИПКОН РАН).
Для контактов: Радченко Д.Н., e-mail: radchenko_dn@ipkonran.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

D.R. Kaplunov[1], Corresponding Member of Russian Academy of Sciences, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Scientific Director of Department, e-mail: kapdan@rambler.ru,
D.N. Radchenko[1], Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor, Senior Researcher, e-mail: radchenko_dn@ipkonran.ru,
V.S. Fedotenko[1], Dr. Sci. (Eng.), Scientific Secretary of Institute, e-mail: victorfedotenko@gmail.com,
V.S. Lavenkov[1], Junior Researcher, e-mail: lavenkov_vs@ipkonran.ru,
[1] Institute of Problems of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of Russian Academy of Sciences, 111020, Moscow, Russia.
Corresponding author: D.N. Radchenko, e-mail: radchenko_dn@ipkonran.ru.

Получена редакцией 10.07.2020; получена после рецензии 13.08.2020; принята к печати 10.11.2020.
Received by the editors 10.07.2020; received after the review 13.08.2020; accepted for printing 10.11.2020.

ОТДЕЛЬНЫЕ СТАТЬИ ГОРНОГО ИНФОРМАЦИОННО-АНАЛИТИЧЕСКОГО БЮЛЛЕТЕНЯ (СПЕЦИАЛЬНЫЙ ВЫПУСК)

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПО ПЛАСТАМ, ОПАСНЫМ ПО ВНЕЗАПНЫМ ВЫБРОСАМ УГЛЯ И ГАЗА

(2020, № 10, СВ 29, 28 с.)

Розонов Евгений Юрьевич — горный инженер, заместитель директора, ООО «ММК-Уголь»,
Карасев Геннадий Анатольевич — старший преподаватель, МГИ НИТУ «МИСиС»,
Щербаков Вадим Николаевич — старший менеджер, ООО «ММК-Уголь», e-mail: office@mmk-coal.ru.

Рассмотрены вопросы, связанные с определением параметров гидрорыхления выбросоопасных угольных пластов при проведении горных выработок и методические рекомендации по использованию динамики концентрации метана для прогноза газодинамических явлений. Рассмотрен способ повышения эффективности процесса гидровоздействия на угольные пласты. Предложенные решения могут применяться при подготовке выемочных участков отработки выбросоопасных угольных пластов.

MINING OPERATIONS ON FORMATIONS THAT ARE DANGEROUS DUE TO SUDDEN COAL AND GAS EMISSIONS

E.Yu. Rozonov, Deputy Director, *V.N. Shcherbakov*, Senior Manager, LLC «MMK-UGOL», Belovo, Russia;
G.A. Karasev, Senior Lecturer, National University of Science and Technology «MISiS», Moscow, Russia.

Issues related to determining the parameters of hydro-loosening of hazardous coal seams during mining operations, as well as methodological recommendations on the use of methane concentration dynamics for predicting gas-dynamic phenomena are considered. A method for increasing the efficiency of the process of hydro-action on coal seams is considered.The proposed solutions can be applied in the preparation of dredging sites for mining hazardous coal seams.