

## **ОБОСНОВАНИЕ ПОДЗЕМНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ВЫЕМКИ РОССЫПНОГО ЗОЛОТА В УСЛОВИЯХ КРАЙНЕГО СЕВЕРА**

*Александр Михайлович Никольский*

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, зав. лабораторией подземной разработки угольных месторождений, тел. (903)936-92-52, e-mail: nikosya@mail.ru

*Сергей Анатольевич Щукин*

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, младший научный сотрудник лаборатории подземной разработки рудных месторождений, тел. (913)397-74-75, e-mail: s.shukin@ngs.ru

*Антон Игоревич Конурин*

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории физико-технических геотехнологий, тел. (999)463-38-13, e-mail: akonurin@yandex.ru

Значительная доля расположения россыпных залежей полезных ископаемых в арктической зоне России свидетельствует о необходимости её стратегического развития в ближайшей и среднесрочной перспективе. Применительно к подземной разработке россыпных месторождений золота рассмотрены вопросы безопасной и эффективной добычи минерального сырья шахтами в условиях крайнего севера. Предложен обоснованный выбор вскрытия и технологии отработки золотосодержащих пластов песка в разрезе рационального планирования горных работ, связанного с минимизацией материально-трудовых затрат на вскрытие и выемку части месторождения, а также полнотой погашения запасов за эксплуатационный период. Геомеханическими оценками установлены безопасные параметры конструктивных элементов камерных систем разработки. Предложены способы дополнительного поддержания кровли отработанных камер Графоаналитическим методом определены показатели потерь и разубоживания золотосодержащих песков в соответствии с источниками их образования.

**Ключевые слова:** россыпь, золотосодержащие пески, вскрытие, подготовка, система разработки, камера, целики, безопасность, потери, разубоживание

## **JUSTIFICATION OF UNDERGROUND TECHNOLOGY OF PLACER GOLD MINING IN THE FAR NORTH**

*Alexander M. Nikol'sky*

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 54 Krasny prospect, Novosibirsk 630091, Russia, Dr. Sci. (Eng.), Head of Coal Deposit Underground Mining Laboratory, office: +7 (903)936-92-52, e-mail: nikosya@mail.ru

*Sergey A. Shchukin*

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 54 Krasny prospect, Novosibirsk 630091, Russia, Junior Researcher, Ore Deposit Underground Mining Laboratory, office: +7 (913)397-74-75, e-mail: s.shukin@ngs.ru

**Anton I. Konurin**

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 54 Krasny prospect, Novosibirsk 630091, Russia, Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher, Laboratory of Physical and Engineering Geotechnologies, office: +7 (999)463-38-13, e-mail: akonurin@yandex.ru

A significant part of placer mineral deposits in the Arctic zone of Russia urges the need for its strategic development in the near and medium term. Applicably to underground mining of placer gold deposits, the problems of safe and efficient extraction of minerals by mines in the conditions of the Far North are considered. A substantiated choice of uncovering and mining technology for gold-bearing sand strata is proposed in the context of rational planning of mining operations associated with minimizing material and labor costs for uncovering and extracting a part of the deposit, as well as completeness of reserves depletion during the operational period. Safe parameters of structural elements of room mining systems have been determined by geomechanical assessments. Methods for additional support of the roof of mined-out rooms are proposed. The indicators of losses and dilution of gold-bearing sands in accordance with the sources of their formation were determined by the graphoanalytical method.

**Keywords:** placer, gold-bearing sands, uncovering, preparation, mining system, room, pillars, safety, losses, dilution

### ***Введение***

Доля разработки россыпных месторождений золота в России в общем объеме добычи за последние 5-10 лет находится на уровне 30 %, что больше, чем в других странах. В связи с чем, их роль остается более чем внушительной. Поэтому в настоящее время со стороны государственной власти всё ощутимее проявляется интерес к развитию арктической зоны РФ. В частности, в 2018 году Федеральным агентством по недропользованию было поставлено на государственный баланс 76 новых золоторудных месторождений, из которых 60 это россыпные.

Увеличение добычи золота на россыпных месторождениях криолитозоны требует развитие знаний не только прикладного технологического характера, но и специфики выемки в условиях крайнего севера [1-5].

В настоящее время существующий научно-технический потенциал в области подземной разработки россыпных месторождений полезных ископаемых обеспечивает достаточно высокую степень безопасности ведения горных работ [5-10]. Однако, ограничиваясь временным периодом производства эксплуатационных работ, основной проблемой при разработке месторождений в условиях вечной мерзлоты является сезонность добычи, что существенно влияет на организацию вскрытия и отработки залежей минерального сырья, обуславливая локальность выемки не обеспечивающей высокой интенсивности отработки. Последнее свидетельствует о необходимости разработки технических решений, обеспечивающих не только безопасность работ, но и интенсификацию добычи, чему и посвящена настоящая статья.

## Технология обработки залежи

В статье все технические решения и обоснования параметров выемки реализованы применительно к условиям одного из россыпных месторождений золота, расположенного в криолитозоне.

Для обоснования технологии выемки пласта золотосодержащих песков с учетом горно-геологических условий к рассмотрению была принята камерная система разработки в двух вариантах [11]: с столбчатыми (рис. 1) и ленточными междукамерными целиками (рис. 2).

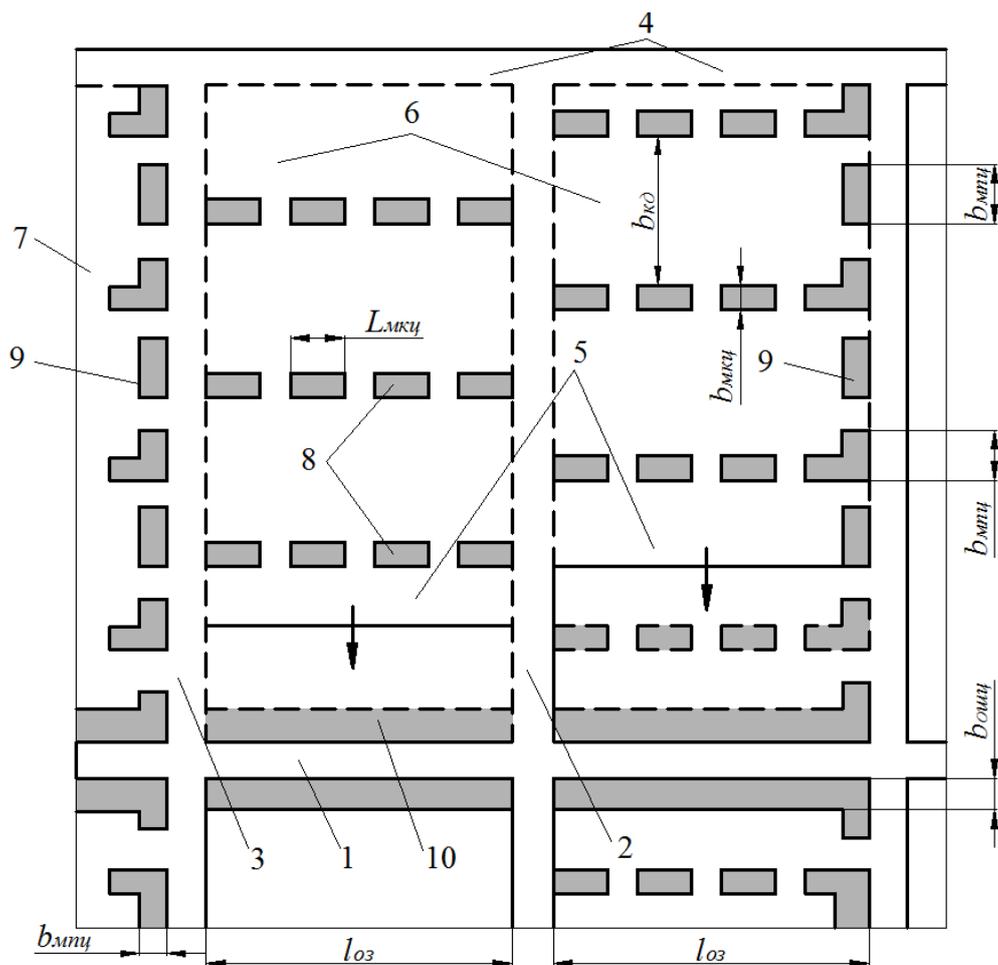


Рис. 1. Камерная система разработки с оставлением столбчатых междукамерных целиков:

1, 2, 3 – главный транспортный, панельный и вентиляционный штреки; 4 – рас-  
сечки; 5, 6 – рабочие и отработанные камеры; 7 – погашенная панель; 8 – междука-  
мерные столбчатые целики; 9 – междупанельные столбчатые целики; 10 – око-  
лоштрековые целики

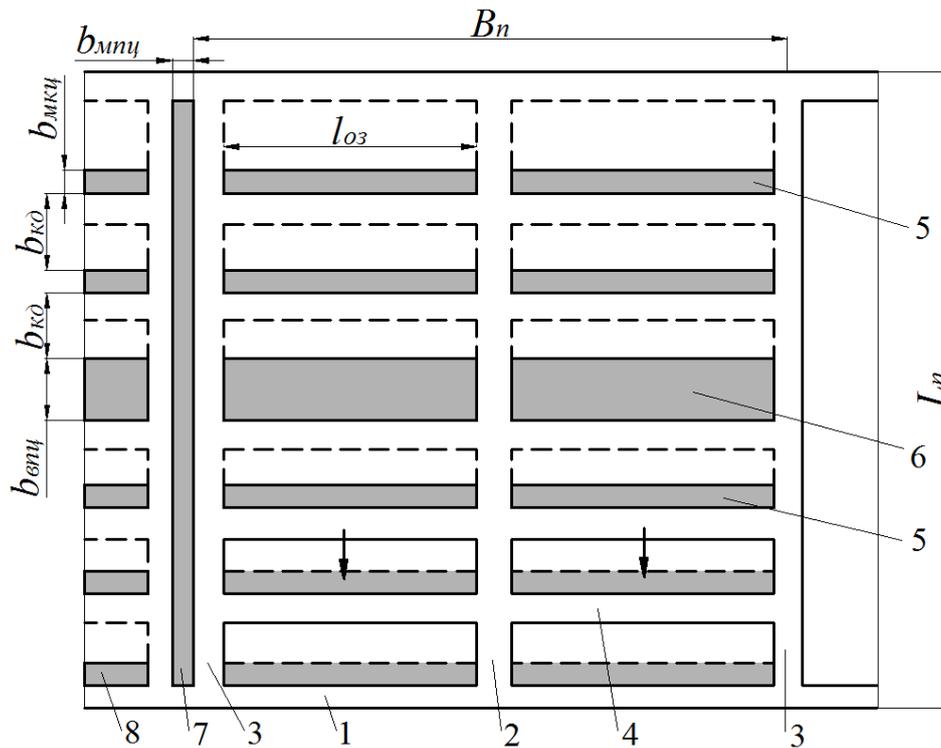


Рис. 2. Камерная система разработки с оставлением ленточных междукamerных целиков:

1, 2, 3 – главный транспортный, панельный транспортный и вентиляционный штреки; 4 – рассечки; 5, 6, 7, 8 – ленточный междукamerный, внутрипанельный, междупанельный и околоштрековый целики

Отработка панели осуществляется на всю ее ширину камерами с оставлением между ними столбчатых и ленточных целиков (МКЦ). При этом ширина камеры не должна превышать предельно допустимый пролет. Выемка камер осуществляется на полную их длину лентами, шириной равной толщине отбиваемого слоя. Оформление столбчатых МКЦ производится проходкой просечек и сбоек по достижению камерой предельно допустимого пролета. Формирование ленточных МКЦ при достижении камерой предельного пролета осуществляется путем проходки междукamerной рассечки (или предварительной раскройкой панели на камеры рассечками). То есть ленточные МКЦ формируются путем оставления части камерного запаса вдоль междукamerной рассечки. При этом МКЦ в камере могут располагаться со смещением (шахматный порядок) относительно смежных или соосно (по одной линии).

Глубина шпуров в рамках рассматриваемой технологии выемки, как показали предварительные исследования, является одним из основных показателей, оптимизирующим производительность очистных работ. Определяется она исходя из равенства добычных циклов при отбойке в смену. Например, при использовании двух очистных забоев (двух смежных камер, одна опережает другую) глубина шпуров ( $L_{ш}$ ) устанавливается с учетом состава добычного комплекса (буровая установка + погрузочно-доставочная машина ПДМ) и их производительности в смену:

$$L_{ш} = \frac{1}{\eta} \times \frac{A_{ПДМ} \times K_A \times n_{ПДМ}}{l_{оз} \times m_э}, \text{ м} \quad (1)$$

где,  $\eta$  – коэффициент использования шпуров КИШ,  $\eta = 0,9$ ;  $A_{пдм}$  – производительность ПДМ, м<sup>3</sup>/смену;  $K_A$  – коэффициент корректировки на производительность ПДМ, с учетом ремонта и дополнительных трудозатрат,  $K_A = 0,8-1$ ;  $n_{пдм}$  – количество ПДМ в работе, шт;  $l_{оз}$  – средняя длина очистного забоя, м;  $m_э$  – высота очистного пространства (выемочная мощность), м.

Все это в комплексе ведет к уменьшению числа обрабатываемых шахт на месторождении и стало быть к снижению капитальных затрат на вскрытие.

### ***Обоснование параметров системы разработки***

Управление кровлей при ведении очистных работ в камерах обеспечивается регулярно оставляемыми столбчатыми и ленточными МКЦ.

Геомеханическая оценка безопасных параметров элементов камерной системы разработки осуществлялась с использованием аналитических расчетов [12-17], сущность которых заключалась в установлении безопасной ширины МКЦ, а также ширины (пролета) и длина очистного забоя (камеры).

Предельно допустимый пролет (ширина) камеры определяется как:

$$b_{кд} = h_{нк} \sqrt{\frac{\sigma_{сж}^{\partial} \cdot \sigma_p^{\partial л}}{2(\sigma_{сж}^{\partial} + \sigma_p^{\partial л})qK_{\phi}}}, \text{ м} \quad (2)$$

где,  $h_{нк}$  – мощность несущего слоя непосредственной кровли, м.

При монолитной толще и мощности торфов меньше 30 м,  $h_{нк}$  принимается равной последней. При мощности торфов более 30 м или слоистом их строении  $h_{нк}$  определяется как:

для монолитной кровли –  $h_{нк} = \frac{\sigma_p^{\partial л} K_o}{\gamma}$ , м; для слоистой –  $h_{нк} = \frac{C^{\partial л}}{\gamma}$ , м

$\sigma_{сж}^{\partial}$ ,  $\sigma_p^{\partial л}$  – пределы длительной прочности пород на одноосное сжатие и растяжение, тс/м<sup>2</sup>;  $C^{\partial л}$  – предел длительного сцепления на контакте пород разных литологических слоев, тс/м<sup>2</sup>;  $\gamma$  – плотность мерзлых пород потолочины, т/м<sup>3</sup>;  $K_o$  – коэффициент для пород II класса устойчивости,  $K_o = 0,8-0,9$ ;  $K_{\phi}$  – коэффициент, учитывающий условия работы несущего слоя непосредственной кровли (при опирании на целиках  $K_{\phi} = 1/8$ , при защемлении всех сторон  $K_{\phi} = 1/12$ );  $q$  – интенсивность нагрузки на 1 м<sup>2</sup> потолочины от веса непосредственной кровли, тс/м<sup>2</sup>;

$$q = \gamma h_{нк}, \text{ тс/м}^2 \quad (3)$$

Длина камеры устанавливается по допустимой площади обнажения и производительности добычного комплекса с учетом соблюдения допустимого срока

ее погашения, который не должен превышать 20 суток [18] и ориентировочно может определяться по формуле:

$$l_{оз} = \frac{S_{од}}{b_{кд}} - \sum B_{выр}, \text{ м} \quad (4)$$

где,  $S_{од}$  – максимально допустимая площадь обнажения кровли в рабочей камере  $S_{од} = 3000 \text{ м}^2$  [18];  $\sum B_{выр}$  – общий пролет выработок по ширине панели, м.

Из этого выражения следует, что максимально допустимая длина очистного забоя применительно к камерной с столбчатыми и ленточными целиками системы разработки может достигать 140 м. Однако, учитывая опыт отработки месторождений Северо-востока средняя длина очистного забоя (камеры)  $l_{оз}$  изменяется от 40 до 90 м.

Далее по установленному значению предельного пролета камеры с учетом интенсивности нагрузки от веса непосредственной кровли определяется ширина МКЦ ( $b_{мкц}$ ) – столбчатого и ленточного:

$$b_{мкц} = \frac{K_{нф}}{K_{ц}} \cdot \frac{b_{кд} \cdot q \cdot K_n}{\sigma_{сж}^0 \cdot K_o} + 2a, \text{ м} \quad (5)$$

где,  $K_{нф}$  – коэффициент учитывающий ослабление междукамерного целика в результате неравномерного ведения горных работ ( $K_{нф} = 1,2-1,4$ );  $K_n$  – коэффициент перегрузки целиков ( $K_n = 1,05-1,4$ );  $K_o$  – коэффициент неоднородности пород ( $K_o = 0,85-0,95$ );  $a$  – глубина зоны разрушения стенки целика при буровзрывных работах ( $a = 0,3-0,4$ ), м;  $K_{ц}$  – коэффициент учитывающий форму целиков: для ленточных  $K_{ц} = 1$ ; для столбчатых:

$$K_{ц} = \frac{\sum_{i=1}^n l_{мкц,i}}{l_{оз}} \quad (6)$$

Также ширину ленточного МКЦ можно определить по уравнению Бёргера:

$$b_{мкц} = \frac{b_{кд} \times l_{оз}}{\left(\frac{940}{H} - 1\right)(b_{кд} + l_{оз})} + 0,54 \times m_3, \text{ м} \quad (7)$$

где,  $m_3$  – высота очистного пространства (выемочная мощность), м.

При наличии более трех переменных показателей для установления ширины ленточного МКЦ можно воспользоваться сетчатой номограммой (рис. 3). Из нее следует, что, например, при пролете камеры 20 м, выемочной мощности 2,88 м и глубине разработки 30-35 м, ширина ленточных МКЦ  $b_{мкц}$  составляет – 2,0-2,5 м.

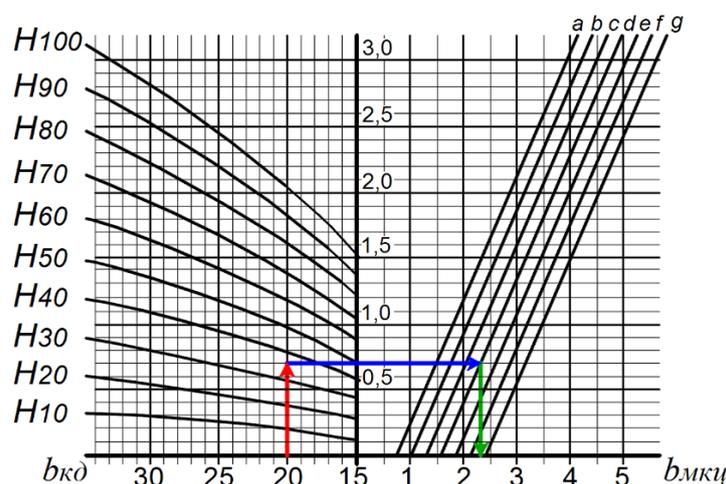


Рис. 3. Номограмма для определения ширины ленточных МКЦ ( $b_{мкц}$ ) в зависимости от выемочной мощности ( $h$ ), пролета камеры ( $b_{кд}$ ) и глубины выемки ( $H$ ):  $a - h = 1,5$  м;  $b - 2$  м;  $c - 2,5$  м;  $d - 3$  м;  $e - 3,5$  м;  $f - 4,0$  м;  $g - 4,5$  м

Сезонность выемки шахт как уже отмечалось выше, является основным сдерживающим фактором в обеспечении не только интенсивности отработки и снижении капитальных затрат на вскрытие месторождения, а также сопровождается ростом потерь полезного ископаемого. Последнее обусловлено необходимостью в целях безопасности оставления между шахтными полями межшахтных целиков [19-23].

Ширина барьерных, межшахтных целиков в пластах мощностью до 3,5 м и углах падения  $\alpha < 30^\circ$ , может быть установлена по следующей зависимости:

$$d = 0,05 \times H + K_{п} \times h_{в} + \Delta l, \text{ м} \quad (8)$$

где  $d$  – ширина опасной зоны (барьерного, межшахтных целика) по пласту при отсутствии в ней тектонических нарушений, м;  $H$  – расстояние по вертикали от земной поверхности до пласта в опасной зоне (с учетом коэффициента запаса на глубину 1,3), м;  $K_{п}$  – коэффициент, зависящий от крепости пород, в которых пройдена выработка; при крепости пород по Протодыяконову  $f \geq 1,5$   $K_{п} = 0$  при  $f < 1,5$   $K_{п} = 5$ ;  $h_{в}$  – вынимаемая мощность, м;  $\Delta l$  – погрешность положения затопленной выработки (определяется маркшейдером шахты). Для выработок, пройденных до 1950 г., значение  $\Delta l$  должно быть не менее 5 м.

При этом согласно [11] ширина межшахтного целика (опасной зоны) должна составлять не менее 20 м, если по формуле (8) она получилась меньше.

Выполненные расчеты позволили установить безопасные параметры камерной выемки с оставлением в выработанном пространстве столбчатых и ленточных МКЦ (табл.).

**Безопасные параметры камерной систем разработки с оставлением  
в выработанном пространстве столбчатых и ленточных МКЦ**

Наименование параметров	Камерная система разработки	
	Столбчатые МКЦ	Ленточные МКЦ
$B_{м.ц}$ - ширина межшахтного целика, м	20	20
$B_{о.ц}$ - ширина охранных целиков для выработок, м	2,5	2,5
$B_n$ - ширина выемочной панели, м	64,25	64,25
$l_{оз}$ - средняя длина очистного забоя, м	60	60
$b_{кд}$ - предельно допустимый пролет камеры, м	20,0	20,0
$S_{мкц}$ - площадь столбчатого МКЦ, м <sup>2</sup>	16	–
$b_{мкц}$ - ширина столбчатого МКЦ, м	4,0	–
$b_{лмкц}$ - ширина ленточного МКЦ, м	–	2,5
$l_{лмкц}$ - длина столбчатого МКЦ, м	4,0	–
$b$ – расстояние между столбчатыми МКЦ в ряду, м	7,0-8,0	–
$S_{од}$ - площадь обнажения кровли в камере, м <sup>2</sup>	1340	1340
$B_{п.к}$ – ширина камерного запаса (с целиком), м	24	22,5
$C_k$ - допускаемое опережение смежных очистных забоев при шахматном расположении МКЦ, м	соответствует допустимому пролету камеры	

На основании обоснованных, с позиции безопасности, параметров камерной системы разработки была дана оценка потерям и разубоживанию золотосодержащих песков при их извлечении данной технологией.

Общие потери песков определялись как:

$$P_{общ} = \frac{\sum_{i=1}^n V_n}{B} \times 100, \% \quad (9)$$

$\sum_{i=1}^n V_n$  – абсолютные потери по источникам их образования, м<sup>3</sup>;

$B$  – балансовые запасы, м<sup>3</sup>;

$$\sum_{i=1}^n V_n = P_{м.жш.ц} + P_{вск.выр.ц} + P_{мкц} + P_k + P_{к.г} + P_n + P_{пнв.абс}, \text{ м}^3;$$

где,  $P_{м.жш.ц}$  – потери в межшахтных постоянных целиках;  $P_{вск.выр.ц}$  – тоже в охранных целиках, оставляемых под вскрывающие выработки;  $P_{мкц}$  – в междукamerных (столбчатых, ленточных) целиках;  $P_k$  – в почве и кровле пласта на контактах с вмещающими породами;  $P_{к.г}$  – на недоработанных площадях, заваленных или оставленных участков (несоответствие контуров добычи контурам залежей на их границах);  $P_n$  – потери в зачищенной почве после погрузки песков;  $P_{пнв.абс}$  – потери при проходке выработок.

Общее разубоживание песков определялось как:

$$R_{общ} = \frac{\sum_{i=1}^n B}{B - \sum_{i=1}^n V_n + \sum_{i=1}^n B} \times 100, \% \quad (10)$$

$\sum_{i=1}^n B$  – сумма примешанных при добыче вмещающих пород по источниках их образования, м<sup>3</sup>.

При приведении к пустым породам объемы разубоживания песков от всех источников составляют:

$$\sum_{i=1}^n B = (1 - \frac{c}{C}) \times \sum_{i=1}^n R, \text{ м}^3 \quad (11)$$

$(1 - \frac{c}{C})$  – берется во внимание при установленном содержании золота во вмещающих породах (при отсутствии этих данных принимается  $\sum_{i=1}^n R$ );

$$\sum_{i=1}^n R = R_k + R_{н.к} + R_{к.з} + R_{ннв.абс}, \text{ м}^3 \quad (12)$$

где,  $R_k$  – разубоживание в почве и кровле пласта на контактах с вмещающими породами;  $R_{н.к}$  – тоже в результате отбойки пустых пород до проектной высоты выемки (устанавливается в соответствии с габаритами самоходной техники, т.е. выемка плотика + прихват пород кровли);  $R_{к.з}$  – разубоживание породой, отбитой за пределами контура балансовых запасов песков;  $R_{ннв.абс}$  – разубоживание песков при проходке выработок.

Согласно расчетов потери и разубоживание руды составили в варианте:

– с столбчатыми МКЦ –  $P_{общ} = 9-12 \%$ ,  $R_{общ} = 55-65 \%$ ;

– с ленточными МКЦ –  $P_{общ} = 16-18 \%$ ,  $R_{общ} = 60-70 \%$ .

В качестве примера выполненных обоснований на рис. 4 приведен фрагмент выкопировки схемы вскрытия и отработки рассматриваемого месторождения россыпного золота. Следует отметить, что эти обоснования легли не только в основу проектной документации, но и реализованы в промышленных масштабах при отработке 20-ти сезонных шахт.

В целях повышения безопасности работ при высокоинтенсивной выемке рудной залежи с использованием самоходного оборудования для поддержания кровли в призабойном пространстве отработанной камеры и обеспечения гарантированной ее устойчивости была разработана, предложена и реализована в шахтных условиях дополнительная крепь в виде деревянных рудстоек, устанавливаемых по схеме (см. рис. 5) и имеющих конструкцию (см. рис. 6).

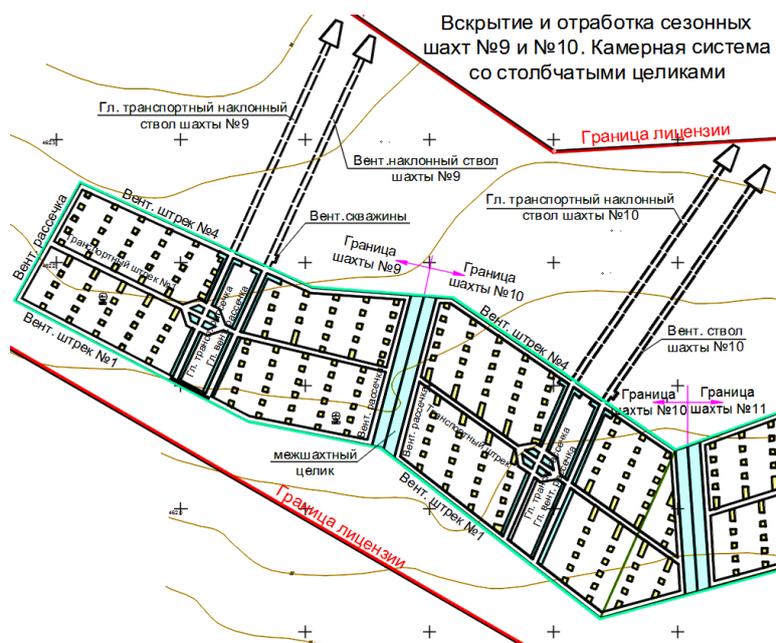


Рис. 4. Фрагмент выкопировки схемы вскрытия и отработки россыпи золотосодержащих песков в условиях месторождения Северо-Востока страны

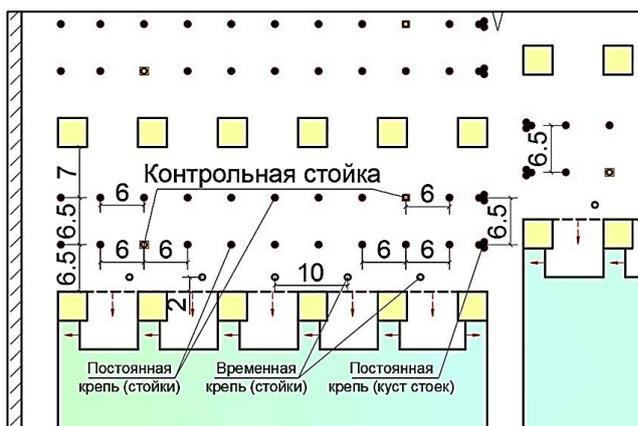


Рис. 5. Дополнительное поддержание пород кровли очистного пространства деревянной крепью

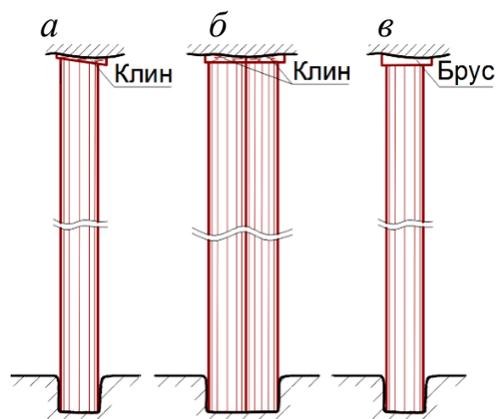


Рис. 6. Конструкция крепей:  
 а – стойка с подкладкой;  
 б – куст из 3-х стоек;  
 в – контрольная стойка

Таким образом, предварительные исследования и реализация их результатов при подземной отработке россыпного месторождения золота сезонными шахтами, показали важность их проведения и позволили разработать эффективные и безопасные технические решения по выемке минерального сырья камерной технологией с использованием самоходного оборудования в условиях Крайнего севера.

## Заключение

Для условий криолитозоны, на примере россыпного месторождения золота Северо-Восточного района России показано, что безопасность и полнота извлечения при подземной технологии добычи обеспечивается комплексными геомеханическими и технологическими оценками, предусматривающими использования высокоинтенсивной камерной системы разработки и самоходной техники с возможностью планирования максимального объема погашаемых запасов в условиях сезонности производства добычных работ.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Akinfiev, N.N., Vikentyev, I.V. Physicochemical Modeling of Ore Formation at the Gold and Volcanogenic Massive Sulfide Deposits of the Northern Urals // *Geochemistry International*, 2020, 58(13), p. 1437-1442.
2. Bondar', D.B., Chugaev, A.V., Polekhovskii, Y.S., Koshlyakova, N.N. The Ore Mineralogy of the Kedrovskoe Gold Deposit (the Muya Region, the Republic of Buryatia, Russia) // *Moscow University Geology Bulletin*, 2018, 73(4), pp. 380-389
3. Rasskazov, I., Kryukov, V., Potapchuk, M. Structural and geomechanical models of gold deposits in the Amur region (Russia) // *E3S Web of Conferences*, 2020, 192, 01001
4. Groves, D.I., Santosh, M., Goldfarb, R.J., Zhang, L. Structural geometry of orogenic gold deposits: Implications for exploration of world-class and giant deposits // *Geoscience Frontiers*, 2018, No. 9(4), pp. 1163-1177
5. Nevstruyev, V.G., Berdnikov, N.V., Didenko, A.N., Saksin, B.G., Lavrik, N.A. Fluidolites as a Source of Primary Gold–Platinum Mineralization in the Poperechnoe Deposit (Malyi Khingan Range, Russia) // *Doklady Earth Sciences*, 2018, 482(1), pp. 1203–1206
6. Lavrik, N., Stepanova, V., Lavrik, A. Platinum and platinoids in the Bolotisty gold-placer deposit (Khabarovsk Krai, Russia) // *E3S Web of Conferences*, 2020, No. 192,03012
7. Mikhailitsyna, T.I., Nikitenko, E.M., Sotskaya, O.T. Prospects for degdekan gold project in the North-East of Russia // *Gornyi Zhurnal*, 2020 (12), pp. 21-25.
8. Tapsiev, A.P., Freidin, A.M., Filippov, P.A., ...Uskov, V.A., Ufatova, Z.G. Extraction of gold-bearing ore from under the open pit bottom at the Makmal deposit by room-and-pillar mining with backfill made of production waste // *Journal of Mining Science*, 2011, 47(3), pp. 324–329
9. Kohanpour, F., Occhipinti, S., Lindsay, M., Jourdan, F., Poujol, M. Mineral systems prospectivity modelling for gold and nickel in the Halls Creek Orogen, Western Australia // *Ore Geology Reviews*, 2020, No. 127,103809.
10. Eremenko, A.A., Darbinyan, T.P., Aynbinder, I.I., Konurin, A.I. Geomechanical assessment of rock mass in the talnakh and oktyabrsky deposits // *Gornyi Zhurnal*, 2020, 2020(1), стр. 82–86
11. Потемкин С.В. Разработка россыпных месторождений. - М.: Недра, 1995.
12. Справочник по разработке россыпей / Под редакцией вл. Березина, В.Г. Лешкова и С.В. Потемкина. - М.: Недра, 1973.
13. Craton Liu, J., Zhao, G., Xu, G., Guo, Q., Yu, H. Structural control and genesis of gold deposits in the Liaodong Peninsula, northeastern North China // *Ore Geology Reviews*, 2020, No. 125,103672
14. Yu, G., Xu, T., Ai, Y., Chen, L., Yang, J. Significance of crustal extension and magmatism to gold deposits beneath Jiaodong Peninsula, eastern North China Craton: Seismic evidence from receiver function imaging with a dense array // *Tectonophysics*, 2020, No. 789,228532
15. Tuduri, J., Chauvet, A., Barbanson, L., (...), Ennaciri, A., Maacha, L. Structural control, magmatic-hydrothermal evolution and formation of hornfels-hosted, intrusion-related gold deposits:

Insight from the Thaghassa deposit in Eastern Anti-Atlas, Morocco // *Ore Geology Reviews*, 2018, No. 97, pp. 171-198

16. Чабан П.Д., Емлин Е.Л., Литвиниге В.С. Охрана труда при разработке россыпных месторождений. - М.: Недра, 1982.

17. Лешков В.Г. Разработка россыпных месторождений: Учебник для вузов. – М.: Издательство "Горная книга", Издательство МГГУ, 2007. – 906 с.

18. Инструкция по разработке многолетнемерзлых россыпей подземным способом (камерные и столбовые системы разработки), М., Госгортехнадзор РФ, 1999.

19. Типовые проекты шахт, отрабатывающих россыпные месторождения с глубиной залегания до 60 м. (Инструкция по составлению технических проектов шахт), Шифр-5562-Т-2, Магадан, Дальстройпроект, 1978.

20. Freidin, A.M., Neverov, S.A., Neverov, A.A. Geomechanical estimate of mining conditions at the makmal gold deposit // *Journal of Mining Science*, 2009, 45(5), pp. 475–484

21. Xu, S., Hu, X., Carranza, E.J.M., Wang, G. Multi-parameter Analysis of Local Singularity Mapping and Its Application to Identify Geochemical Anomalies in the Xishan Gold Deposit, North China // *Natural Resources Research*, 2020, 29(6), pp. 3425-3442.

22. Методическое руководство по выбору геомеханических параметров технологии разработки угольных пластов короткими забоями, ВНИМИ, С.-Петербург, 2003.

23. Ю.В. Громов, Ю.Н. Бычков, В.П. Кругликов. Управление горным давлением при разработке мощных пологих пластов угля. – М.: Недра, 1985, - 239 с.

© А. М. Никольский, С. А. Щукин, А. И. Конурин, 2021