

## ОСОБЕННОСТИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ВЕТРЕНСКОГО ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

СОКОЛОВ И. В., СМИРНОВ А. А., АНТИПИН Ю. Г., БАРАНОВСКИЙ К. В.,  
НИКИТИН И. В., РОЖКОВ А. А., СОЛОМЕИН Ю. М., ДЕДОВ О. Ю.

*В результате пересмотра кондиций Ветренского золоторудного месторождения актуально вовлечение в эксплуатацию запасов нижних и отработанных ранее верхних этажей. С целью поддержания производственной мощности подземного рудника в объеме 200 тыс. т руды в год разработан комплекс технологических решений по вскрытию, подготовке и очистной выемке. На основании технико-экономического сравнения принят вариант вскрытия, предусматривающий строительство транспортного уклона из действующей штольни. Разработаны схемы доставки и транспортирования горной массы от забоя до поверхности с двухступенчатой системой рудоспусков. Установлен рациональный порядок отработки запасов нижней и верхней части месторождения и сконструированы варианты систем разработки для различных горно-геологических условий. Рассчитаны нормативные потери и разубоживание по системам разработки и в целом по руднику. Установлены составы комплексов самоходного оборудования, обеспечивающие годовой объем проходки горно-капитальных и подготовительно-нарезных выработок, добычи и транспортирования руды.*

*Ключевые слова:* золоторудное месторождение; вскрытие; подготовка; система разработки; самоходное оборудование.

Эксплуатация Ветренского золоторудного месторождения, расположенного в пределах восточной окраины Верхнеколымского нагорья, с 2003 года ведется подземным способом. Климат района резко континентальный, характеризуется продолжительной суровой зимой и коротким летом. Месторождение залегает в зоне развития многолетней мерзлоты; приток подземных вод в горные выработки исключен.

Рудные тела имеют сложную форму и представлены серией сближенных кварцевых жил, линз, прожилков и жильных образований неправильной формы. Кварцево-жильные образования в рудных телах изменчивы по мощности и прерывисты по простиранию и падению.

---

**Соколов Игорь Владимирович** – доктор технических наук, заведующий лабораторией подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: geotech@igduran.ru

**Смирнов Алексей Алексеевич** – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН.

**Антипин Юрий Георгиевич** – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН.

**Барановский Кирилл Васильевич** – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН.

**Никитин Игорь Владимирович** – научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН.

**Рожков Артем Андреевич** – младший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: 69artem@bk.ru

**Соломеин Юрий Михайлович** – младший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: 69artem@bk.ru

**Дедов Олег Юрьевич** – координатор проекта. 685000, г. Магадан, ул. Пролетарская, 17, ОАО «Сусуманзолото».

Мощность рудных тел изменяется от 0,7 до 7,4 м, угол падения – от 31 до 80°. Вмещающие породы варьируют от малоустойчивых до устойчивых, руды крепкие – XIV–XV (по буримости).

Нагорный рельеф поверхности определил штольневой способ вскрытия месторождения. Через каждые 50 м по высоте пройдены штольни, разделяющие шахтное поле на 7 этажей. На промплощадке штольни № 4 расположена главная вентиляторная установка (ГВУ), работающая в нагнетательном режиме.

Основным концентрационным горизонтом является штольня № 11. Подземный транспорт руды до места разгрузки на площадке штольни осуществляется автосамосвалами PAUS UNI 50-2. На поверхности руда грузится погрузчиком Komatsu WA420 в автосамосвал БелАЗ-7548 и доставляется на рудный склад золотоизвлекательной фабрики (ЗИФ).

Основными системами разработки являются этажно-камерная система (подэтажные штреки) и подэтажное обрушение с применением самоходного оборудования – буровых установок Simba и ПДМ ST-2DR. При отработке маломощных (до 3,0 м) рудных тел крутого падения применяется система разработки с магазинированием руды.

В настоящее время горные работы ведутся на горизонтах 840–655 м, которые соединены между собой наклонными съездами, вентиляционно-ходовыми восстающими и рудоспусками.

Применяемые на руднике системы разработки и комплексы геотехники соответствуют горно-геологическим условиям месторождения и позволяют достаточно эффективно его обрабатывать.

В 2010 году для месторождения были изменены постоянные разведочные кондиции со снижением в 2,5 раза минимального среднего содержания золота в подсчетном блоке, в результате чего запасы ряда рудных тел переведены из забалансовых в балансовые. При этом около половины запасов рудника оказалось расположено в верхней, ранее отработанной части месторождения (выше гор. 803 м), а остальные – в нижней части, в том числе ниже рабочего горизонта 665 м.

Исходя из необходимости вовлечения в эксплуатацию новых участков месторождения [1, 2] определена производственная мощность рудника по горным возможностям – 200 тыс. т руды в год (*Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки. ВНТП 37-86, Минцветмет СССР. М., 1986 г. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки. ВНТП 13-2-93, Комитет РФ по металлургии. СПб, 1993 г.*) Рудник располагает кадровым потенциалом и технологическим оборудованием, необходимым для обеспечения данной годовой добычи. Однако значительная разбросанность рудных тел (геологических блоков), большое количество добычных блоков с небольшими запасами руды, а также изменение схемы транспортирования и проветривания рудника обусловили необходимость модернизации существующей схемы вскрытия.

Другой особенностью разработки месторождения является большой объем горнопроходческих работ (ГПР), особенно с учетом выработок эксплуатационной разведки, а также высокий уровень разубоживания руды при добыче, обусловленный сложной морфологией рудных тел, их небольшой мощностью, неопределенностью и извилистостью контактов золотосодержащих жил. Так, проектная величина разубоживания составляет 28 %, а фактическая – 48 %.

По степени вскрытия и подготовленности запасов к очистной выемке и порядку их отработки месторождение разделено на две части: верхняя (выше гор. 803 м) и нижняя (ниже гор. 803 м).

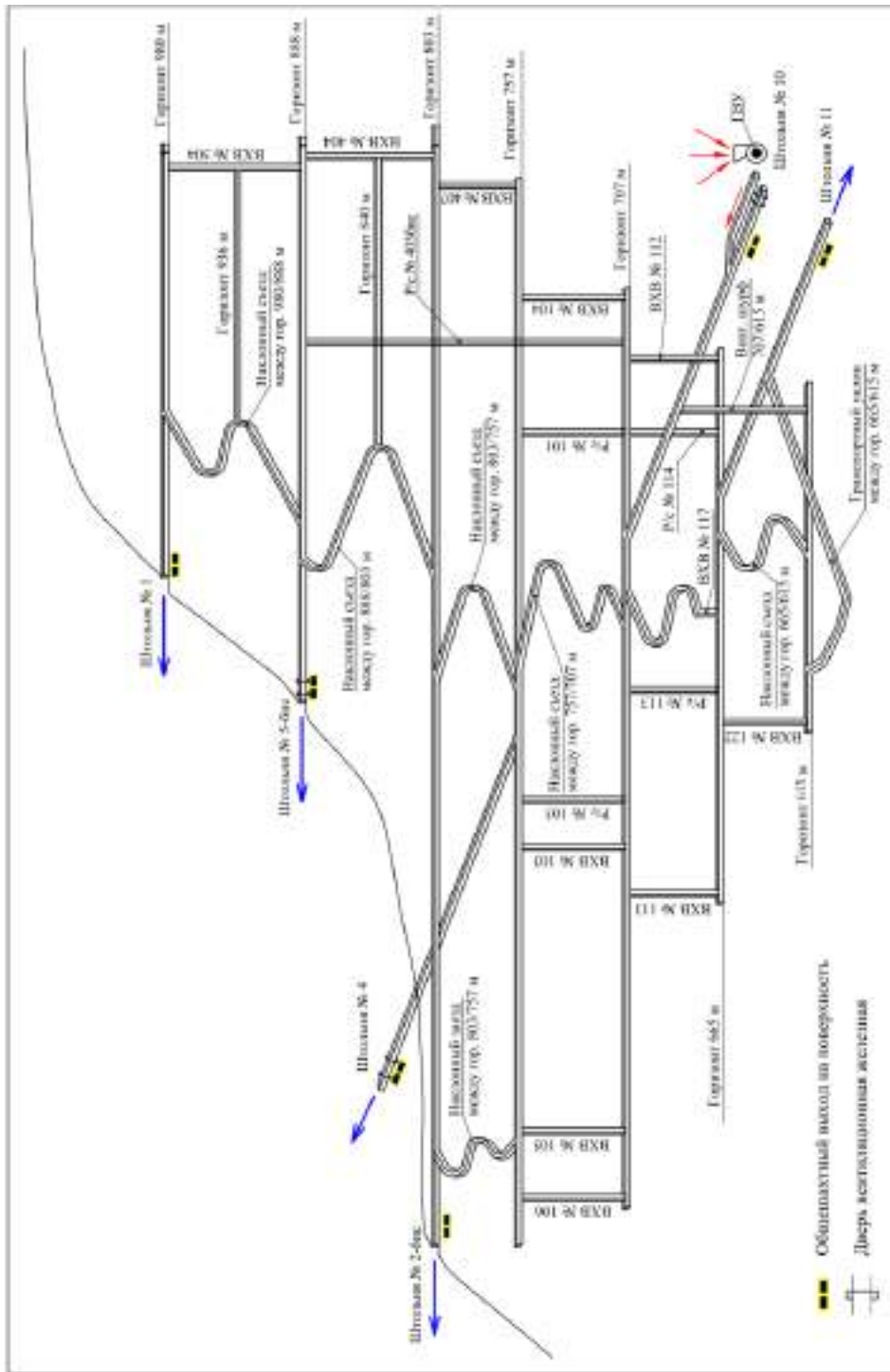


Рис. 1. Принципиальная схема вскрытия Ветренского рудника

При модернизации схемы вскрытия рудника решались следующие основные задачи: обеспечение безопасной доработки запасов верхней и нижней частей; минимизация затрат на вскрытие запасов ниже гор. 665 м [3]; рационализация схемы транспорта руды и породы; обеспечение оптимальной схемы проветривания рудника.

Рассмотрены три варианта вентиляции рудника: всасывающая схема с установкой вентилятора главного проветривания (ГВУ) на устье штольни № 4 (вместо существующей ГВУ); нагнетательная схема с ГВУ на устье штольни № 11; нагнетательная схема с ГВУ на устье штольни № 10. Существенное значение при выборе способа и схемы проветривания имела возможность создания значительной депрессии для преодоления естественной тяги (снизу вверх) в летний период, обеспечивающей нормальную вентиляцию нижележащих и вышележащих горизонтов, а также наличие необходимых площадей на промплощадках штолен для размещения ГВУ. Оптимальным признан вариант с ГВУ на устье штольни № 10.

Таблица 1

**Объем и сроки ГКР по вариантам вскрытия**

Показатель	1	2	3
Длина выработок, м	290	380	1010
Объем проходки, м <sup>3</sup>	3540	4640	11550
Срок строительства, лет	0,4	0,5	1,5

Для вскрытия гор. 615 м рассмотрены и оценены по объемам и срокам горнокапитальных работ (ГКР) следующие варианты (табл. 1):

1. Строительство наклонного съезда с гор. 655 м на гор. 615 м (продолжение существующего съезда 665/655 м).
2. Строительство транспортного уклона из штольни № 11 на гор. 615 м.
3. Строительство новой штольни № 12 для транспортирования всей добытой руды на ЗИФ.

Сравнение показало, что вариант 2 при сопоставимых объемах и сроках проходки имеет некоторые преимущества перед вариантом 1: затраты на проведение транспортного уклона оправдываются сокращением длины транспортирования горной массы с гор. 640 м и 615 м, в том числе от геологоразведочных работ по подтверждению прогнозных запасов на нижележащих горизонтах. Вариант 3 позволяет исключить поверхностный транспорт руды до ЗИФ и, несмотря на значительно больший объем ГКР, может оказаться экономически выгодным. Однако время строительства штольни № 12, включая подготовку рабочей площадки у ее устья и устройство портала, составляет около двух лет, что неприемлемо по условию поддержания производительности рудника. Таким образом, для вскрытия запасов ниже гор. 665 м принят вариант 2, предусматривающий строительство транспортного уклона из штольни № 11 на гор. 615 м, по которому на поверхность будет выдаваться основной объем горной массы этажа 665/615 м.

Разработана комбинированная система транспортирования руды, включающая ступенчатый перепуск добытой выше гор. 803 м руды на доставочный штрек гор. 707 м и далее – на концентрационный горизонт 665 м, а также подъем руды с гор. 615 м по транспортному уклону на гор. 665 м и транспорт по штольне № 11 на поверхность.

Разработанная схема вскрытия рудника максимально использует существующие выработки, позволяет осуществить своевременный доступ ко всем запасам месторождения, эффективный транспорт и проветривание, обеспечивает безопасность ведения горных работ (рис. 1).

Объем ГКР в целом по руднику составил: всего – 33 067 м<sup>3</sup>, в том числе ниже гор. 803 м – 20 873 м<sup>3</sup> и выше гор. 803 м – 12 194 м<sup>3</sup>; объем горизонтальных выработок – 29 162 м<sup>3</sup>, вертикальных – 3905 м<sup>3</sup>.

Объем подготовительно-нарезных работ (ПНР) по подготовке и нарезке блоков к очистной выемке в целом по руднику составил 42 678 м<sup>3</sup>, в том числе ниже гор. 803 м – 19 131 м<sup>3</sup> и выше гор. 803 м – 23 547 м<sup>3</sup>; объем горизонтальных ПНВ – 41 086 м<sup>3</sup> и вертикальных – 1592 м<sup>3</sup>; объем ПНР по породе составляет 30 685 м<sup>3</sup> и по руде – 11 993 м<sup>3</sup>.

Запасы месторождения ниже гор. 803 м в основном вскрыты и в значительной части подготовлены. Определенная сложность проходки вскрывающих выработок выше гор. 803 м заключается в том, что их можно проходить только последовательно одним забоем снизу вверх. Необходимо пройти более 1 км наклонных съездов и штреков в интервале горизонтов 840–980 м. При скорости проходки 100 м/мес, срок вскрытия верхней части месторождения составит около года. Следовательно, необходимо сначала отрабатывать запасы ниже гор. 803 м (при параллельном вскрытии запасов выше гор. 803 м), а затем – выше гор. 803 м. При этом принятый порядок отработки, во-первых, исключает подработку вышележащих запасов, во-вторых, обеспечивает необходимый объем добычи руды, в-третьих, позволяет после выемки запасов этажа погасить соответствующие горные выработки и упростить схему вентиляции рудника.

Таблица 2

**Область применения и доля применяемых систем разработки, средневзвешенные мощность и угол падения рудных тел**

Показатель	$m \geq 3 \text{ м}$		$m < 3 \text{ м}$	
	$\alpha \geq 45^\circ$	$\alpha \geq 45^\circ$	$\alpha \geq 45^\circ$	$\alpha < 45^\circ$
	ПШ	ПО	СМ	ПО(2)
Мощность, м	$m_{\text{ср}} = 4,1$	$m_{\text{ср}} = 4,3$	$m_{\text{ср}} = 1,8$	$m_{\text{ср}} = 1,9$
Угол падения, град	$\alpha_{\text{ср}} = 68^\circ$	$\alpha_{\text{ср}} = 51^\circ$	$\alpha_{\text{ср}} = 63^\circ$	$\alpha_{\text{ср}} = 43^\circ$
Доля системы разработки, %	39,6	27,7	2	30,7

На основании анализа горно-геологических (физико-механические свойства руд и вмещающих пород, угол падения и мощность рудных тел) [4] и горнотехнических [5] (высота этажа, схема вскрытия, схема транспортирования) условий, с учетом опыта Ветренского рудника для отработки рудных тел приняты следующие системы разработки:

- система подэтажных штреков (ПШ);
- система подэтажного обрушения (ПО);
- система с магазинированием руды (СМ).

Учитывая широкую вариацию значений величин горно-геологических факторов, для принятых систем разработки определены области применения по мощности ( $m$ ) и углу падения ( $\alpha$ ) рудных тел, определены их средневзвешенные параметры  $m_{\text{ср}}$  и  $\alpha_{\text{ср}}$ , установлена доля применения систем разработки относительно балансовых запасов месторождения (табл. 2).

Система ПШ применяется для отработки рудных тел средней мощности (более 3 м) с углом падения  $\alpha \geq 45^\circ$  при устойчивых рудах и вмещающих породах. В соответствии с геомеханическим обоснованием и опытом Ветренского рудника устойчивая площадь обнажения висячего бока составляет 1500–2000 м<sup>2</sup>. Система ПШ применяется в двух вариантах: для отработки локальных рудных тел без образования междуэтажных (МЭЦ) и междукамерных целиков (МКЦ); для отработки значительных по размерам рудных тел – с МЭЦ и МКЦ.

Высота подэтажа в большинстве случаев равна 10,0–12,5 м. Подэтажи связаны между собой наклонными съездами, действующими или запроектированными. Отбойку ведут секциями по два-четыре веера на открытое очистное пространство и с опережением верхних подэтажей по отношению к нижним. Это позволяет производить торцевой выпуск руды на подэтажах, но основная часть руды выпускается через траншейное днище из погрузочных заездов с помощью ПДМ. После выемки запасов камеры необходимо произвести погашение образовавшейся пустоты путем подрыва вмещающих пород, предпочтительно висячего бока.

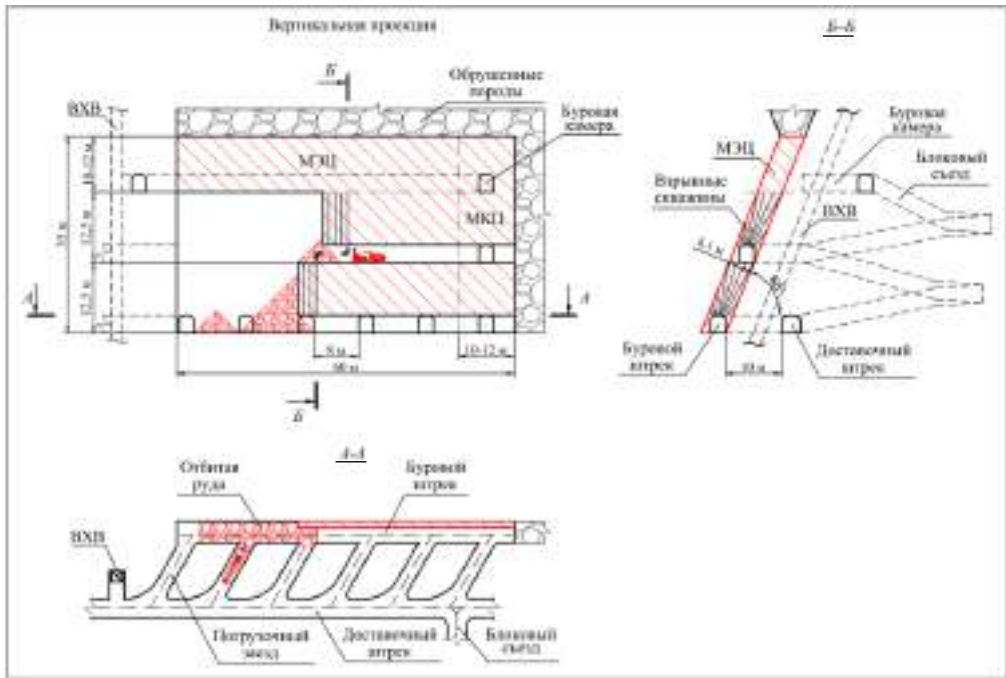


Рис. 2. Система разработки подэтажными штреками рудного тела, граничащего с ранее отработанными запасами (обрушенными породами)

При значительной высоте рудных тел (более высоты этажа 40–50 м) необходимо разделение их на добычные блоки (камеры) по высоте (рис. 2). Оставление МЭЦ необходимо и в том случае, если рудное тело находится под ранее отработанными запасами (обрушенными породами). Над нижележащей камерой оформляется МЭЦ толщиной 10–12 м. После выемки основных запасов камеры производится обрушение МЭЦ. При большой длине рудных тел по простиранию, когда площадь обнажения висячего бока превышает предельно допустимую, необходимо образование МКЦ толщиной 10–12 м. Также МКЦ формируется на границе с ранее отработанными запасами (обрушенными породами) [6].

Система ПО применяется при неустойчивых вмещающих породах, а также при выемке рудных тел с углом падения  $\alpha \geq 45^\circ$  (рис. 3). Во всех случаях используется вариант с послышной отбойкой и торцевым выпуском руды ПДМ. Технология очистной выемки заключается в отбойке руды вертикальными слоями с помощью вееров скважин диаметром 65 мм на зажатую среду и последующем выпуске отбитого слоя руды через торец буродоставочного штрека с помощью ПДМ.

При отработке слепых рудных тел на верхнем подэтаже необходимо производить подрыв налегающих пород в объеме, обеспечивающем полное заполнение

пустот после выпуска отбитой руды. Подрыв пород осуществляется за счет перебура скважин за контур рудного тела.

В случае отработки наклонных рудных тел, когда угол падения не позволяет обеспечить выпуск руды слоя ( $\alpha < 45^\circ$ ), применяется вариант системы с уменьшенной до 5–6 м высотой подэтажа (вариант ПО(2)) [7]. Буродоставочный штрек при этом смещается в сторону лежачего бока, производится подрезка последнего до  $65\text{--}70^\circ$ , а также подрыв пород висячего бока на каждом подэтаже.

Система с магазинированием руды применяется для отработки тонких и маломощных ( $m < 3\text{ м}$ ) крутопадающих ( $\alpha \geq 45^\circ$ ) рудных тел при устойчивых рудах и вмещающих породах [8, 9].

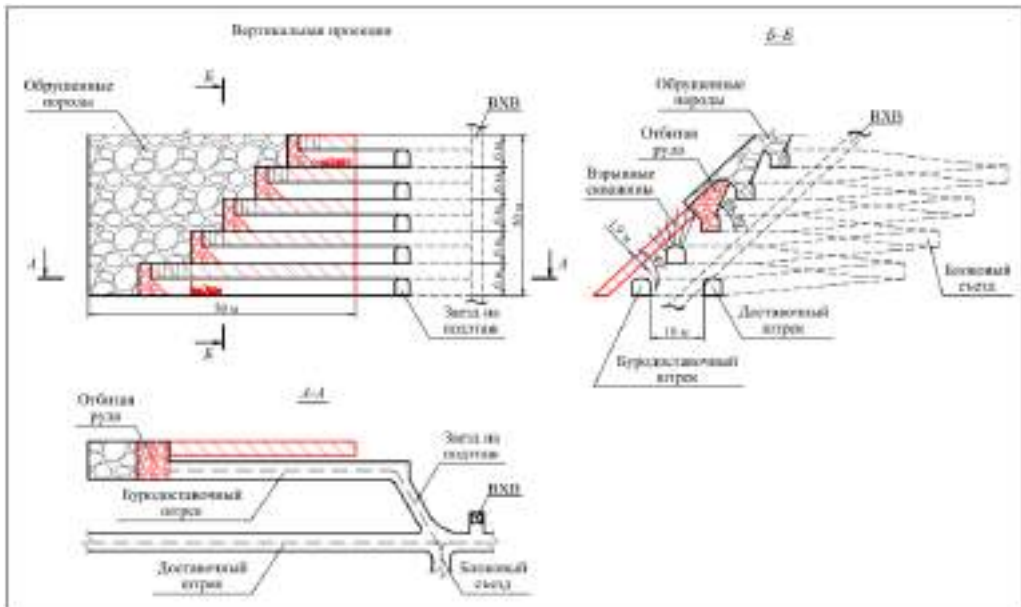


Рис. 3. Система подэтажного обрушения

По мере отбойки (шпуровой) запасов блока нижняя часть ВХВ погашается, доступ людей в очистное пространство осуществляется с вышележащего горизонта. Это позволяет отказаться от оставления целиков около ВХВ. Оставление других целиков при СМ не предусматривается из-за ограниченных размеров рудных тел. Образовавшаяся после выемки запасов блока пустота должна быть погашена путем обрушения вмещающих пород или заполнением пустыми породами. Доля применения СМ – не более 2 %.

Сравнение применяемых систем разработки показывает, что наиболее эффективной является система ПШ, которая обеспечивает достаточно высокую производительность при наилучших показателях извлечения руды. Система ПО при высокой производительности отличается повышенным уровнем потерь и разубоживания [10]. Разработанная схема подготовки добычных блоков позволяет в случае снижения устойчивости обнажений вмещающих пород оперативно, без лишних затрат перейти от системы ПШ к ПО [11].

При всех вариантах принятых систем разработки предусматривается применение единого комплекса самоходных машин для выпуска, доставки и транспортирования руды и породы [12].

Нормативные потери и разубоживание по применяемым системам разработки и в целом по руднику с учетом потерь при перегрузке руды на поверхности и транспортировке ее на ЗИФ, приведены в табл. 3.

Увеличение доли применения системы ПШ для выемки рудных тел позволяет существенно снизить разубоживание (на 12 %).

Исходя из пространственного положения рудных тел, ступенчатой схемы транспортирования и годового объема выдаваемой горной массы, для разных участков рудника разработаны семь схем доставки и транспортирования руды и породы из забоя на поверхность. На рис. 4 приведена принципиальная схема транспортирования горной массы подземного рудника.

Сменная производительность ПДМ на проходке и очистной выемке определена исходя из расстояния доставки: от забоя до перегрузочной камеры (ПК) – 100 м; от забоя до рудоспуска – 150–200 м; от рудоспуска до рудоспуска – 100 м (*Единые нормы выработки и времени на подземные очистные, горнопроходческие и нарезные горные работы (ЕНВиВ. Часть I. НИИ труда М.: 1984)*).

Сменная и годовая производительность подземного автосамосвала PAUS UNI 50-2 определена по методике [13] исходя из расстояния транспортирования и способа погрузки: от ПК до рудоспуска – 300–450 м; от ПК (с погрузкой ПДМ) на поверхность – 750 и 950 м; от рудоспуска (с погрузкой из люков) на поверхность – 850 и 950 м (*Общесоюзные нормы технологического проектирования подземного транспорта горнодобывающих предприятий (ОНТП 1-86. Минуглепром СССР. М., 1986)*).

Установлено необходимое суммарное количество рабочих единиц для обеспечения добычи объемом 200 тыс. т руды в год: пять ПДМ типа ST-2D грузоподъемностью 4 т с емкостью ковша 1,9 м<sup>3</sup> и три автосамосвала типа PAUS UNI 50-2 грузоподъемностью 10 т с емкостью кузова 6 м<sup>3</sup>.

Принятое количество рабочих единиц обеспечивает достаточный резерв по времени для выполнения технологических процессов на погрузке и доставке горной массы – 17 % и транспортировании горной массы – 37 %.

#### Основные технические показатели по Ветренскому руднику

Потери руды .....	11,96 %
Разубоживание .....	35,64 %
Годовая производительность рудника .....	200 тыс. т
Месячная производительность рудника .....	16 667 т
Объем ГКР для отработки запасов .....	33,067 тыс. м <sup>3</sup>
Доля применения системы разработки:	
ПШ .....	39,6 %
ПО .....	58,4 %
СМ .....	2,0 %
Объем подготовительно-нарезных работ:	
всего .....	42 678 м <sup>3</sup>
на 1000 т сырой руды .....	121,4 м <sup>3</sup> /1000 т

Таким образом, комплексный подход к освоению запасов Ветренского рудника, включающий модернизацию существующей схемы вскрытия, выбор оптимального способа и схемы проветривания, обоснование систем разработки для различных горно-геологических условий, разработку комбинированной схемы транспортирования горной массы с двухступенчатой системой рудоспусков, определение рационального порядка отработки рудных тел и обоснование комплекса самоходных машин обеспечивает:

– своевременный и эффективный доступ ко всем обрабатываемым запасам месторождения, оптимальное проветривание горных работ, безопасную отработку запасов верхней и нижней частей месторождения, рациональный транспорт руды и породы из проходческих и очистных забоев на поверхность;





– достаточно высокие показатели производительности добычи руды и ее качества за счет дифференцированного применения систем разработки в разных условиях и увеличения доли системы подэтажных штреков;

Таблица 3

## Нормативные потери и разубоживание

Система разработки	Потери, %	Разубоживание, %
ПШ	6,81	13,43
ПО	11,78	42,13
ПО(2)	15,75	48,41
СМ	9,95	32,69
Итого	10,96	35,25
Потери при транспортировке на ЗИФ и перегрузке	1,00	–
<i>Всего</i>	11,96	35,64

– надежность транспортной системы рудника за счет соответствия горнотехническим условиям и достаточного резерва времени на выполнение технологических процессов на доставке и транспортировании горной массы – 17 % и 37 % соответственно;

– поддержание производственной мощности подземного рудника и ЗИФ за счет одновременной отработки запасов верхней и нижней части месторождения независимо друг от друга.

*Работа выполнена при поддержке Комплексной программы фундаментальных исследований УрО РАН № 18-5-5-10.*

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Трубецкой К. Н., Галченко Ю. П., Сабянин Г. В. Методология построения инновационных технологий освоения жильных месторождений // ФТПРПИ. 2011. № 4. С. 86–94.
2. Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В., Радченко Д. Н. Расширение сырьевой базы горнорудных предприятий на основе комплексного использования минеральных ресурсов месторождений // Горный журнал. 2013. № 2. С. 86–90.
3. Никитин И. В. Вскрытие и технология отработки крутопадающего жильного месторождения в условиях гористой местности // Проблемы недропользования. 2014. № 1. С. 108–113.
4. Павлов А. М. Обоснование параметров подземной геотехнологии жильных золоторудных месторождений на основе выявления и использования свойств фрактальности геологической среды // ГИАБ. 2011. № 4. С. 106–112.
5. Готов В. В. Технология разработки мелких жильных месторождений с изменчивой мощностью // ГИАБ. 2007. Т. 1. № 12. С. 70–74.
6. Павлов А. М., Сосновская Е. Л. Обоснование параметров геотехнологий выемки целиков крутопадающих жильных месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 3. С. 15–19.
7. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Никитин И. В., Барановский К. В., Рожков А. А. Изыскание подземной геотехнологии при переходе к освоению глубокозалегающих запасов наклонного медноколчеданного месторождения // Известия Уральского государственного горного университета. 2016. № 2. С. 47–53.
8. Технология разработки золоторудных месторождений / В. П. Неганов [и др.]. М.: Недра, 1995. 336 с.
9. Необутов Г. П., Петров Д. Н., Никулин Е. В. Оценка изменения тенденций развития технологий разработки жильных месторождений криолитозоны // ГИАБ. 2009. Т. 4. № 12. С. 14–22.
10. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Соколов Р. И. Влияние показателей извлечения на эффективность технологии подземной разработки рудных месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2012. № 3. С. 4–11.
11. Яковлев В. Л., Соколов И. В., Саканцев Г. Г., Кравчук И. Л. Исследование переходных процессов при комбинированной разработке рудных месторождений // Горный журнал. 2017. № 7. С. 46–50.
12. Волков Ю. В., Соколов И. В. Выбор комплексов самоходного технологического оборудования // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 2. С. 3–6.

13. Подземный транспорт шахт и рудников: справочник / под ред. Г. Я. Пейсаховича, И. П. Ремизова. М.: Недра, 1985. 565 с.

Поступила в редакцию 6 февраля 2018 года

## PECULIARITIES OF UNDERGROUND MINING OF VETRENSKY GOLD MINE

Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Iu. G., Baranovskii K. V., Nikitin I. V., Rozhkov A. A., Solomein Iu. M. – The Institute of Mining, the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: geotech@igduran.ru

Dedov O. Iu. – OOO SYSMANZOLOTO, Magadan, the Russian Federation.

As the result of Vetrensky gold mine standards review it is relevant to include the reserves of lower and previously mined floors in production. In order to maintain the production capacity of an underground mine in the level of 200 000 t of ore per year, the complex of technological decisions on stripping, development and stoping have been worked out. Based on the technical-economical comparison, the variant of stripping has been accepted, which includes the construction of transport inclination out of functioning mine gallery. The schemes of rock mass delivery and transportation from the mine face to the surface with a two-stage system of ore passes have been worked out. Efficient order of developing the reserves of lower and upper parts of the deposit is determined, and the development system variants are designed for various mining and geological conditions. Normative losses and dilution are calculated for the systems of development and for a mine as a whole. The structures of the complexes of self-propelled equipment are determined, which provide annual tunneling capacity of permanent workings and development face headings, ore production and transportation.

**Key words:** gold field; stripping; development; systems of development; self-propelled equipment.

### REFERENCES

1. Trubetskoi K. N., Galchenko Iu. P., Sabianin G. V. [Methodology of constructing innovative technologies of vein deposits exploitation]. *Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Journal of Mining Science*, 2011, no. 4, pp. 86–94. (In Russ.)
2. Kaplunov D. R., Ryl'nikova M. V., Radchenko D. N. [Expansion of the raw material base of mining enterprises based on the integrated use of deposits mineral resources]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 2, pp. 86–90. (In Russ.)
3. Nikitin I. V. [Stripping and the technology of mining steeply-pitching deposits in conditions of mountainous terrain]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2014, no. 1, pp. 108–113. (In Russ.)
4. Pavlov A. M. [Substantiation of parameters of underground technology of vein gold fields based on the determination and use of fractal geological environment properties]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tehnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2011, no. 4, pp. 106–112. (In Russ.)
5. Glotov V. V. [Technology of mining small vein deposits with changeable thickness]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tehnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2007, vol. 1, no. 12, pp. 70–74. (In Russ.)
6. Pavlov A. M., Sosnovskaia E. L. [Justification of parameters geotechnological development of steeply dipping vein deposits]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2013, no. 3, pp. 15–19. (In Russ.)
7. Sokolov I. V., Antipin Iu. G., Nikitin I. V., Baranovskii K. V., Rozhkov A. A. [Investigation of underground geotechnology when transferring to the exploitation of deep reserves of a steeply-pitching copper sulphide deposit]. *Izvestiya Ural'skogo gosudarstvennogo gornogo universiteta – News of the Ural State Mining University*, 2016, no. 2, pp. 47–53. (In Russ.)
8. Neganov V. P., and others. *Tekhnologiya razrabotki zolotorudnykh mestorozhdenii* [Technology of mining gold fields]. Moscow, Nedra Publ., 1995. 336 p.
9. Neobutov G. P., Petrov D. N., Nikulin E. V. [Change assessment of cryolithic zone vein deposits development trends]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tehnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2009, vol. 4, no. 12, pp. 14–22. (In Russ.)
10. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Yu. G., Sokolov R. I. [The influence of extraction parameters on the efficiency of the technology of underground mining of ore deposits]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2012, no. 3, pp. 4–11. (In Russ.)
11. Iakovlev V. L., Sokolov I. V., Sakantsev G. G., Kravchuk I. L. [Investigation of transition processes at ore deposits integrated mining]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2017, no. 7, pp. 46–50. (In Russ.)
12. Volkov Iu. V., Sokolov I. V. [Selection of the complexes of self-propelled technological equipment]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2005, no. 2, pp. 3–6. (In Russ.)
13. *Podzemnyi transport shakht i rudnikov: spravochnik / pod red. G. Ia. Peisakhovicha, I. P. Remizova* [Reference book “Underground transport of shafts and mines”. Edited by Peisakhovich G. Ia., Remizov I. P.]. Moscow, Nedra Publ., 1985. 565 p.