

# ТЕХНИЧЕСКИЕ НАУКИ

Для цитирования: Известия УГГУ. 2016. Вып. 2 (42). С. 47-53.  
УДК 622.023.03.117

DOI 10.21440/2307-2091-2016-2-47-53

## ИЗЫСКАНИЕ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПРИ ПЕРЕХОДЕ К ОСВОЕНИЮ ГЛУБОКОЗАЛЕГАЮЩИХ ЗАПАСОВ НАКЛОННОГО МЕДНОКОЛЧЕДАННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин, К. В. Барановский, А. А. Рожков

### Survey on underground geotechnology during transition to the development of deep reserves of inclined copper pyrite deposits

I. V. Sokolov, Yu. G. Antipin, I. V. Nikitin, K. V. Baranovskiy, A. A. Rozhkov

At the present stage of development of the mining industry, there is a trend to increase the depth of the development of mineral resources in the context of limited financial and time resources. The need to maintain Urup underground mine production capacity determines the transition to the working out of deep reserves of copper pyrite ore, efficiency of development of which largely depends on the proper selection of schemes of opening and development technology. Comparison of volumes and timing of construction for two constructed variants of opening showed that the gradual opening of the ore by sloping with road transport provides a timely transition to the working out of deep mine reserves without any loss of production capacity. One can characterize technologies of ore extraction with the usage of portable equipment by a large amount of preparatory-threaded work, high losses and dilution of ore, and low labor productivity. With increasing depth of the elaboration, capacity of the ore body is reduced; therefore, the efficiency of existing production technology will decline sharply. As a result of technical and economic comparison of ten constructed variants of ore mining technology by the criterion of maximum profit, referred to the 1 ton of redeemable balance reserves, authors established the effectiveness of the development of the system of sublevel caving of the ore bodies for average power and room-and-pillar system for low-power stations. The use of these options of technology can significantly improve the technical and economic indicators of ore extraction and obtain acceptable average weight-ore recoveries (loss of 17 %, 22 % dilution) using self-propelled equipment and disposal of rocks from tunneling and cleaning recess in the goaf of waste chambers.

**Keywords:** copper pyrite ore; opening circuit; development system; a self-propelled equipment; construction; technical and economic indicators; profit.

На современном этапе развития горного производства наблюдается тенденция к увеличению глубины разработки полезных ископаемых в условиях ограниченности финансовых и временных ресурсов. Необходимость поддержания производственной мощности Урупского подземного рудника обуславливает переход к отработке глубокозалегающих запасов медноколчеданных руд, эффективность освоения которых во многом зависит от правильного выбора схемы вскрытия и технологии отработки. Сравнение объемов и сроков строительства по двум сконструированным вариантам вскрытия показало, что поэтапное вскрытие руды уклоном с автомобильным транспортом обеспечивает своевременный переход к отработке глубокозалегающих запасов без потери рудником производственной мощности. Применяемые на руднике технологии добычи руды с использованием переносного оборудования характеризуются большим объемом подготовительно-нарезных работ, высокими потерями и разубоживанием руды, низкой производительностью труда. С увеличением глубины разработки мощность рудного тела уменьшается, следовательно, эффективность существующей технологии добычи будет резко снижаться. В результате технико-экономического сравнения десяти сконструированных вариантов технологии добычи руды по критерию максимума прибыли, отнесенной на 1 т погашаемых балансовых запасов, установлена эффективность системы разработки подэтажного обрушения рудных тел для средней мощности и камерно-столбовой системы для маломощных участков. Применение данных вариантов технологии позволяет значительно улучшить технико-экономические показатели добычи руды и получить приемлемые средневзвешенные показатели извлечения руды (потери 17 %, разубоживание 22 %) за счет использования самоходного оборудования и утилизации породы от проходки и очистной выемки в выработанном пространстве отработанных камер.

**Ключевые слова:** медноколчеданная руда; схема вскрытия; система разработки; самоходное оборудование; конструирование; технико-экономические показатели; прибыль.

На современном этапе развития горного производства наблюдается тенденция к увеличению глубины разработки полезных ископаемых в условиях ограниченности финансовых и временных ресурсов [1]. Проблема перехода к освоению глубоких горизонтов актуальна для Урупского подземного рудника (УПР), разрабатывающего Урупское медноколчеданное месторождение, расположенное в предгорьях Северного Кавказа на территории Карачаево-Черкесской Республики.

Освоение Урупского месторождения в настоящее время осуществляется в пределах запасов горизонтов 13–16, объем и технология отработки которых обеспечивают производственную деятельность рудника в течение ближайших 7 лет. В данной ситуации актуально решение о вовлечении в эксплуатацию запасов нижних горизонтов 16–21 (глубина разработки более 700 м), обуславливающее необходимость изыскания и выбора рациональных схем вскрытия и систем разработки, обеспечивающих как поддержание производственной мощности рудника в переходный период, так и улучшение технико-экономических показателей (ТЭП) при освоении основных запасов.

Горно-геологические и горнотехнические условия отработки рассматриваемых горизонтов:

- длина залежи по простиранию до 1500 м, по падению до 1200 м;
- угол падения рудного тела 25–30°;
- средняя мощность маломощных участков рудного тела 3 м, участков средней мощности – 7,8 м;
- руды устойчивые и средней устойчивости с коэффициентом крепости 11–13;
- породы всячего бока неустойчивые, лежачего бока – от устойчивых до неустойчивых, коэффициент крепости 8–11;
- объемный вес руд 4,0 т/м<sup>3</sup>, вмещающих пород – 2,65 т/м<sup>3</sup>;
- высокая ценность руды, обусловленная высоким содержанием меди и сопутствующих металлов;
- годовая производственная мощность рудника 400 тыс. т.

Месторождение вскрыто с поверхности центрально расположенным вертикальным скипо-клетевым стволом, пройденным диаметром в свету 6,5 м на глубину 678 м, и фланговыми вентиляционными выработками, расположенными в лежачем боку месторождения: на западе – вентиляционным шурфом до 1 горизонта, вентиляционным восстающим до 16 горизонта и лифтовым восстающим между 12 и 14 горизонтами; на востоке – вентиляционным стволом (запасный выход) до 2 горизонта и наклонным стволом со 2 до 12 горизонта. Высота этажа в горизонтах 1–12 составляет 37 м, в горизонтах 12–16 – 74 м (сдвоенные этажи). Освоение запасов горизонтов 13–16 ведется с использованием концентрационного 16 горизонта и применением традиционного рельсового транспорта, переносного бурового и доставочного оборудования.

Таблица 1. График строительства горизонтов 16–21 УПР по вариантам вскрытия.

Наименование работ	Объем работ, м <sup>3</sup>	Продолжительность строительства, мес.	Годы									
			1	2	3	4	5	6	7	8*	9	10
<b>Вариант 1</b>												
Углубка ствола	7123	12										
Проведение камерных выработок	8570	12										
Проведение горизонтальных выработок	62602	53										
Проведение вертикальных выработок	5807	10										
<b>Всего</b>	<b>84102</b>	<b>77</b>										
<b>Вариант 2</b>												
Строительство автоуклона	9517	11										
Проведение камерных выработок	3580	5										
Проведение горизонтальных выработок	20504	11										
Проведение вертикальных выработок	2424	4										
<b>Всего (этап 1)</b>	<b>36025</b>	<b>31</b>										

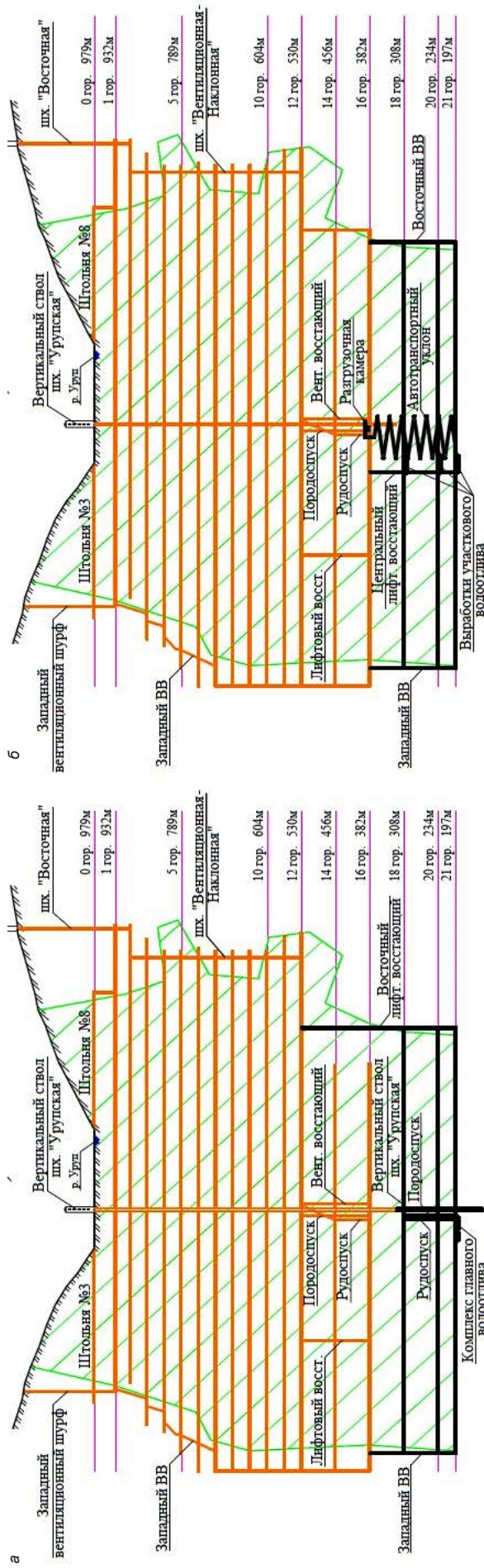
\*Цветом показан год начала выбывания производственной мощности горизонтов 13–16 УПР.

Таблица 2. Систематизация вариантов систем разработки нижних горизонтов УПР.

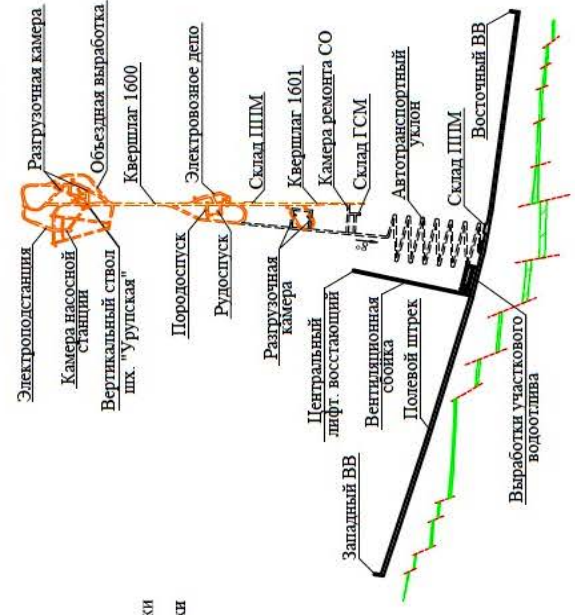
Технологическое оборудование	Вариант системы разработки	
	Мощность рудного тела $m = 7,8$ м	Мощность $m = 3,0$ м
Переносное	Вариант 1. Подэтажно-камерная с площадным выпуском руды	Вариант 2. Камерно-столбовая
Самоходное	Вариант 3. Подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды	Вариант 9. Камерно-столбовая с расположением наклонного съезда в рудном теле
	Вариант 4. Подэтажное обрушения сдвоенными панелями с торцовым выпуском руды	
	Вариант 5. Подэтажное обрушение сдвоенными панелями с комбинированным выпуском руды	
	Вариант 6. Подэтажное обрушение сдвоенными панелями увеличенной ширины с комбинированным выпуском руды	Вариант 10. Камерно-столбовая с расположением наклонного съезда в лежачем боку
	Вариант 7. Подэтажно-камерная с последующим обрушением целиков и выпуском на двух подэтажах	
	Вариант 8. Подэтажно-камерная с последующим обрушением целиков и выпуском руды на одном подэтаже	

Таблица 3. Техничко-экономические показатели по вариантам систем разработки.

Показатель	Варианты систем разработки											
	с переносным оборудованием		с самоходным оборудованием									
	$m = 7,8$ м	$m = 3$ м	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Условная извлекаемая ценность, отнесенная на 1 т погашаемых балансовых запасов, руб./т	243,3	285,5	324,9	321,2	306,0	306,0	309,8	309,8	274,7	289,4		
Потери, %	35,6	24,6	14	15	19	19	18	18	27,3	23,4		
Разубоживание, %	19,2	5	32	27	22	20	20	20	5	5		
Объем ПНР на 1000 т добытой руды, м <sup>3</sup>	57,2	33,1	41,5	39,7	76,7	51,9	51,7	57,1	30,8	38,8		
Производительность труда забойного рабочего по системе разработки, м <sup>3</sup> /чел.-смену	4,1	3,3	19,1	19,8	13,7	18,2	17,8	16,9	10,7	10,8		
Условная себестоимость, отнесенная на 1 т погашаемых балансовых запасов, руб./т	167,8	173,6	206,6	192,6	179,5	176,0	178,2	176,7	136,3	136,6		
Условная прибыль на 1 т погашаемых балансовых запасов, руб./т	755	111,9	118,3	128,5	126,5	130,0	131,6	133,1	138,3	152,8		
Прирост прибыли, %	–	–	57	70	67	72	74	76	24	37		
Рентабельность, %	45	64	57	66	70	74	74	75	100	112		
Основное технологическое оборудование на проходческих и очистных работах	Перфораторы: ПП-63, ПТ-36, ПТ-48 Скреперные лебедки: 30ЛС-2СМ, 55ЛС-2С Буровой станок БСМ-1		Буровая установка Boomer T1D; Буровой станок Sandvik DL 310; ПДМ типа Atlas Copco ST 7; Автосамосвал Sandvik TH 320									



Совмещенный план 16 и 18 горизонтов



План концентратора 21 горизонта

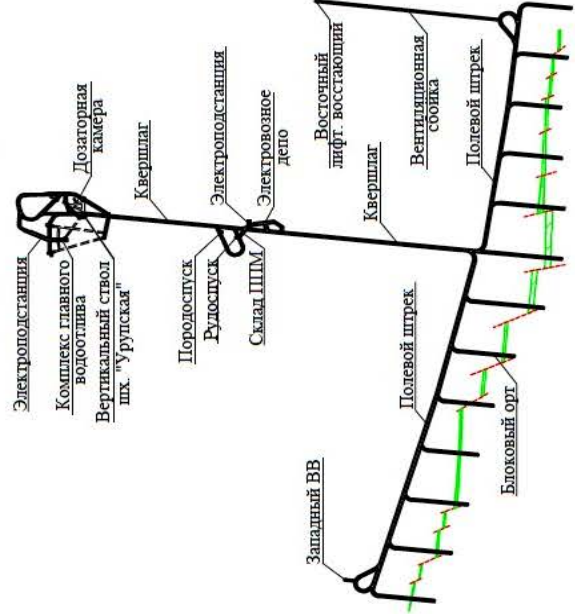


Рисунок 1. Схема вскрытия запасов горизонтов 16-21 по варианту 1 – а, варианту 2 – б / Figure 1. The scheme of opening reserves of horizons 16-21 according to variant 1 (a), variant 2 (b).

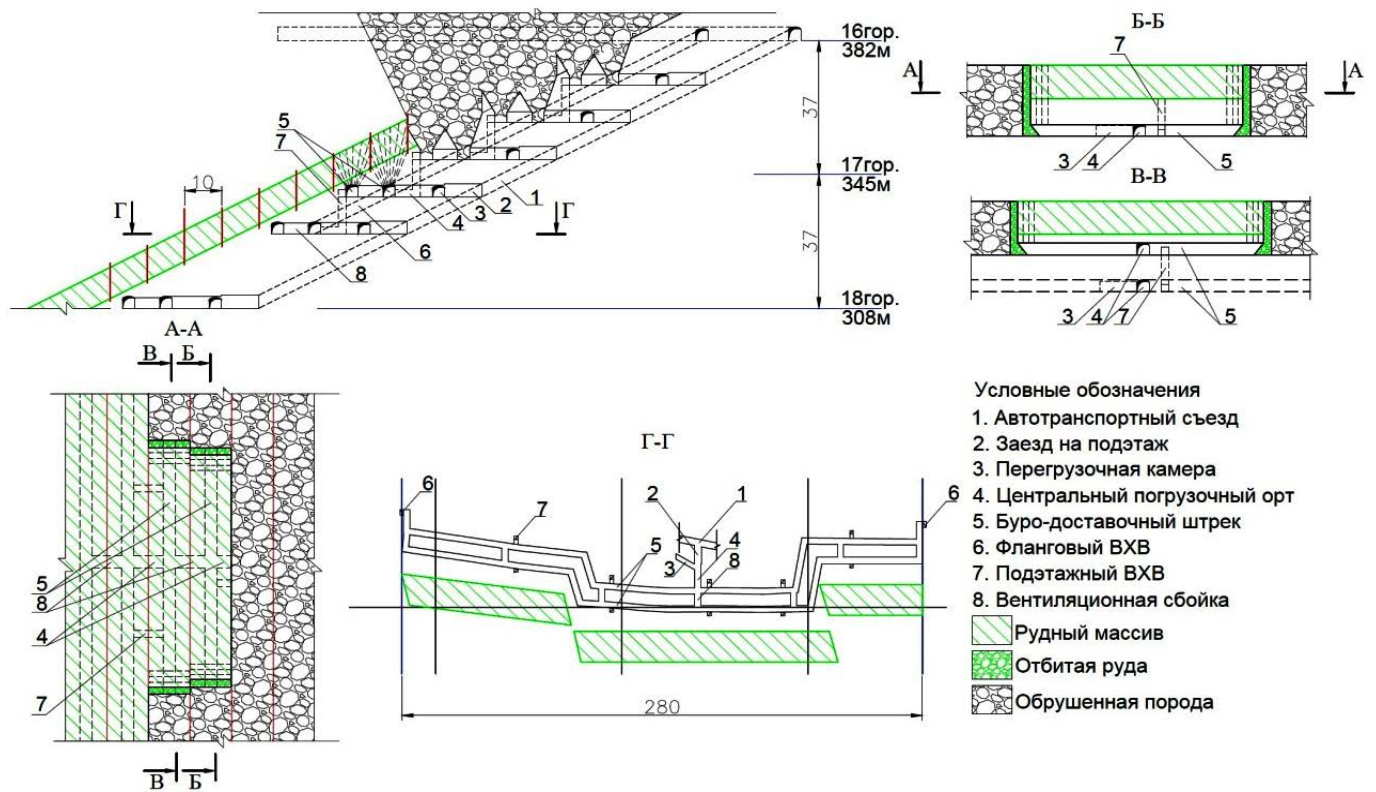


Рисунок 2. Система разработки подэтажного обрушения сдвоенными панелями с торцовым выпуском руды (вариант 4) / Figure 2. Development system of sublevel caving by double panels with front release of ore (variant 4).

Для вскрытия запасов горизонтов 16–21 разработаны два варианта: – вариант 1 предусматривает углубку действующего ствола и строительство концентрационного 21 горизонта, фланговых вентиляционно-лифтового и наклонного вентиляционного восстающих; используется технология отработки запасов и транспорт руды и породы с применением традиционного оборудования; освоение запасов предусмотрено в один этап, шаг вскрытия 185 м (соответствует глубине разведанных запасов), высота этажа принята 74 м (рис. 1, а);

– вариант 2 предусматривает строительство автоуклона с 16 горизонта под углом 8°, центрального вентиляционно-лифтового и фланговых наклонных вентиляционных восстающих; технология отработки запасов и транспорт руды и породы с применением самоходного оборудования; освоение запасов – поэтажное в три этапа, высота этажа 74 м (рис. 1, б).

График строительства нижних горизонтов до ввода в эксплуатацию по сравниваемым вариантам показал, что срок ввода в эксплуатацию нижних горизонтов по варианту 1 составляет 6,5 лет, а по варианту 2 – 2,5 года (табл. 1) [2].

Таким образом, установлено, что вариант 1 не обеспечивает переход к отработке нижних горизонтов без потери производственной мощности рудника, поскольку срок строительства с учетом времени на проектирование (около 10 лет) превышает срок начала выбывания мощности рудника при доработке запасов горизонтов 13–16; вариант 2 позволяет осваивать запасы месторождения без разрыва в добыче.

Применяемые в настоящее время технологии добычи руды с использованием переносного оборудования характеризуются большим объемом подготовительно-нарезных работ (ПНР), высокими потерями и разубоживанием руды, низкой производительностью труда. С увеличением глубины разработки мощность рудного тела уменьшается, следовательно, эффективность существующей технологии добычи будет резко снижаться.

На основе анализа и обобщения отечественной и зарубежной теории и практики отработки наклонных маломощных и средней мощности рудных тел [3–8] выявлены рациональные системы разработки:

- подэтажное обрушение с торцовым или площадным выпуском руды самоходным оборудованием (СО);
- камерная с последующим обрушением целиков и применением переносного или СО;
- камерно-столбовая с применением переносного или СО.

Для горно-геологических и горнотехнических условий отработки нижних горизонтов УПР с целью объективного выбора эффективной технологии добычи руды сконструировано 10 вариантов систем разработки, которые систематизированы по признакам применяемого оборудо-

вания и мощности рудного тела (табл. 2).

Технико-экономическое сравнение рассматриваемых вариантов систем разработки основывалось на методике определения прибыли, отнесенной на 1 т погашаемых балансовых запасов многокомпонентной руды [9]. Для этого были определены основные ТЭП отработки запасов нижних горизонтов УПР (табл. 3). Сравнительной оценкой вариантов систем разработки с традиционным и СО установлено:

– отработка запасов по традиционной технологии с переносным оборудованием является экономически эффективной: при выемке рудных тел средней мощности (вариант 1) условная прибыль составляет 75,5 руб./т, при выемке маломощных (вариант 2) – 111,9 руб./т;

– эффективность вариантов 3–8 и 9–10 с использованием СО по сравнению с вариантами 1 и 2 соответственно значительно выше за счет повышения извлекаемой ценности руды в результате улучшения показателей её извлечения, а также за счет снижения себестоимости добычи в результате увеличения производительности труда на проходке и очистной выемке, снижения удельного объема и себестоимости ПНР;

– при отработке рудных тел средней мощности наибольший прирост прибыли по отношению к варианту 1 обеспечивают варианты 4 и 6 (70 % и 72 % соответственно). Предпочтение следует отдать варианту 4, имеющему лучший показатель потерь руды, меньший удельный объем ПНР. В условиях устойчивых пород кровли наибольший прирост прибыли обеспечивает вариант 8 (76 %) за счет снижения потерь и себестоимости добычи и проходки;

– при выемке маломощных рудных тел наибольший эффект относительно варианта 2 достигается при варианте 10 (37 %) за счет снижения потерь руды и существенного уменьшения себестоимости добычи 1 т руды.

Таким образом, для отработки рудного тела средней мощности рекомендована система подэтажного обрушения сдвоенными панелями с торцовым выпуском руды (вариант 4), для участков с устойчивыми породами кровли – подэтажно-камерная система разработки с последующим обрушением целиков (вариант 8), для выемки запасов маломощных рудных тел – камерно-столбовая система разработки с расположением автоуклона в породах лежачего бока (вариант 10).

Для отработки основного рудного тела средней мощности 7,8 м с углом падения 27°, доля запасов которого составляет около 70 % от общих запасов нижних горизонтов, выделен центральный добычный участок длиной по простиранию 280 м, высотой 74 м, наклонной длиной 163 м. Участок вскрывается автоуклоном, пройденным в породах лежачего бока.

Этаж по высоте разбивается на подэтажи, которые по простиранию рудного тела разделяются на западную и восточную добычные панели

длиной 140 м. Для обеспечения производственной мощности рудника и эффективности проветривания подготовка и отработка подэтажа производятся одновременно в западной и восточной панелях. Добычные панели делятся на очистные блоки длиной 45–50 м. Очистные блоки на подэтажах обрабатываются в направлении от флангов к центру добычной панели.

Очистная выемка в блоках по варианту 4 осуществляется путем полойной скважинной отбойки руды в зажиме и последующего полойного торцового выпуска руды под обрушенными породами (рис. 2). В одном очистном забое производится выпуск и погрузка отбитой руды, в другом – бурение и взрывание веера скважин. Это обеспечивает высокую производительность труда на очистной выемке. Запасы в очистных забоях отбиваются вертикальными слоями восходящих вееров скважин диаметром 65 мм, пробуренных из буродоставочных штреков по сетке 1,5 × 1,8 м. Отбитая руда погрузочно-доставочной машиной (ПДМ) выпускается из торца буродоставочного штрека, доставляется в перегрузочную камеру, расположенную на подэтажном орте, и грузится в автосамосвал типа Sandvik TH 320. В отсутствие автосамосвала руда временно складывается в перегрузочной камере. Руда транспортируется к комплексу скипо-клетевого ствола на горизонте 16. Среднее расстояние доставки руды 100 м, транспортирования – 350 м. Вариант 4 имеет следующие преимущества по сравнению с вариантом 1:

- применение двояных буродоставочных штреков на одном горизонте повышает безопасность проходческих и очистных работ и эффективность проветривания забоев;
- сокращение количества подэтажей позволяет снизить удельный объем ПНР за счет увеличения до двух раз запасов подэтажа, уменьшения количества заездов на подэтажи;
- снижается разубоживание руды;
- для обеспечения производственной мощности рудника достаточно ведение добычных работ в одном подэтаже.

В устойчивых и средней устойчивости вмещающих породах отработка блока производится по варианту 8 в две стадии: на первой вынимается камера, на второй междукамерный целик (МКЦ) Г-образной в плане формы обрушается на выработанное пространство камеры (рис. 3). Отбойка камерных запасов производится на открытое пространство вертикальными секциями длиной 3,0–4,5 м, состоящими из 2–3 вееров скважин диаметром 65 мм, пробуренных из траншейного штрека по сетке 1,5 × 2,0 м. Выпуск отбитой руды площадной через траншейное днище

из погрузочных заездов ПДМ. Доставка и транспортирование руды аналогичны предыдущему варианту.

Обрушение МКЦ на выработанное пространство камеры осуществляется в один приём массовым взрыванием восходящих вееров скважин диаметром 65 мм, пробуренных из доставочно-бурового штрека по сетке 1,5 × 2,0 м. Отбитая руда МКЦ выпускается под обрушенными породами комбинированным способом – площадным и торцовым. В первую очередь выпускается часть отбитой руды МКЦ, доставленной силой взрыва к выпускным выработкам траншейного днища камеры, из погрузочных заездов. Во вторую очередь выпускается основная часть отбитой руды МКЦ, расположенная на вышележащем подэтаже над породным целиком («козырьком»), сформированным путем зарядания и взрывания только рудной части скважин веера. Торцовый выпуск осуществляется из торца доставочно-бурового штрека путем полойной погашения «козырька».

При отработке маломощных рудных тел средней мощности 3 м с углом падения 27°, доля запасов которых составляет около 30 % от общих запасов нижних горизонтов, выделены два фланговых добычных участка длиной по простиранию 500 м (западный) и 400 м (восточный), высотой 74 м, наклонной длиной 163 м.

Каждый добычный участок по простиранию рудного тела делится на добычные панели длиной 200–250 м и высотой 74 м. В варианте 10 добычные участки вскрываются автоуклоном, пройденным в породах лежачего бока (рис. 4).

Добычные панели в этаже вынимаются последовательно от центра к флангу месторождения. Запасы добычной панели отрабатываются камерами сверху вниз с регулярным оставлением столбчатых целиков (СЦ).

Камера отрабатывается сплошным забоем, её кровля крепится штанговой крепью. Отбойку камерных запасов производят шпуровыми зарядами. По мере продвижения забоя камеры проходятся просечки с вышележащей камерой, тем самым оформляется верхний ряд СЦ. На фланге панели после отработки очередной камеры проводится вентиляционная сбойка с вентиляционно-ходовым восстающим с оборудованием ходового отделения для второго выхода. Доставку руды производит ПДМ до перегрузочной камеры, расположенной в заезде на подэтаж, и далее автосамосвалом транспортируют к комплексу скипо-клетевого ствола на гор. 16. Средняя длина доставки 80 м, транспортирования – 835 м.

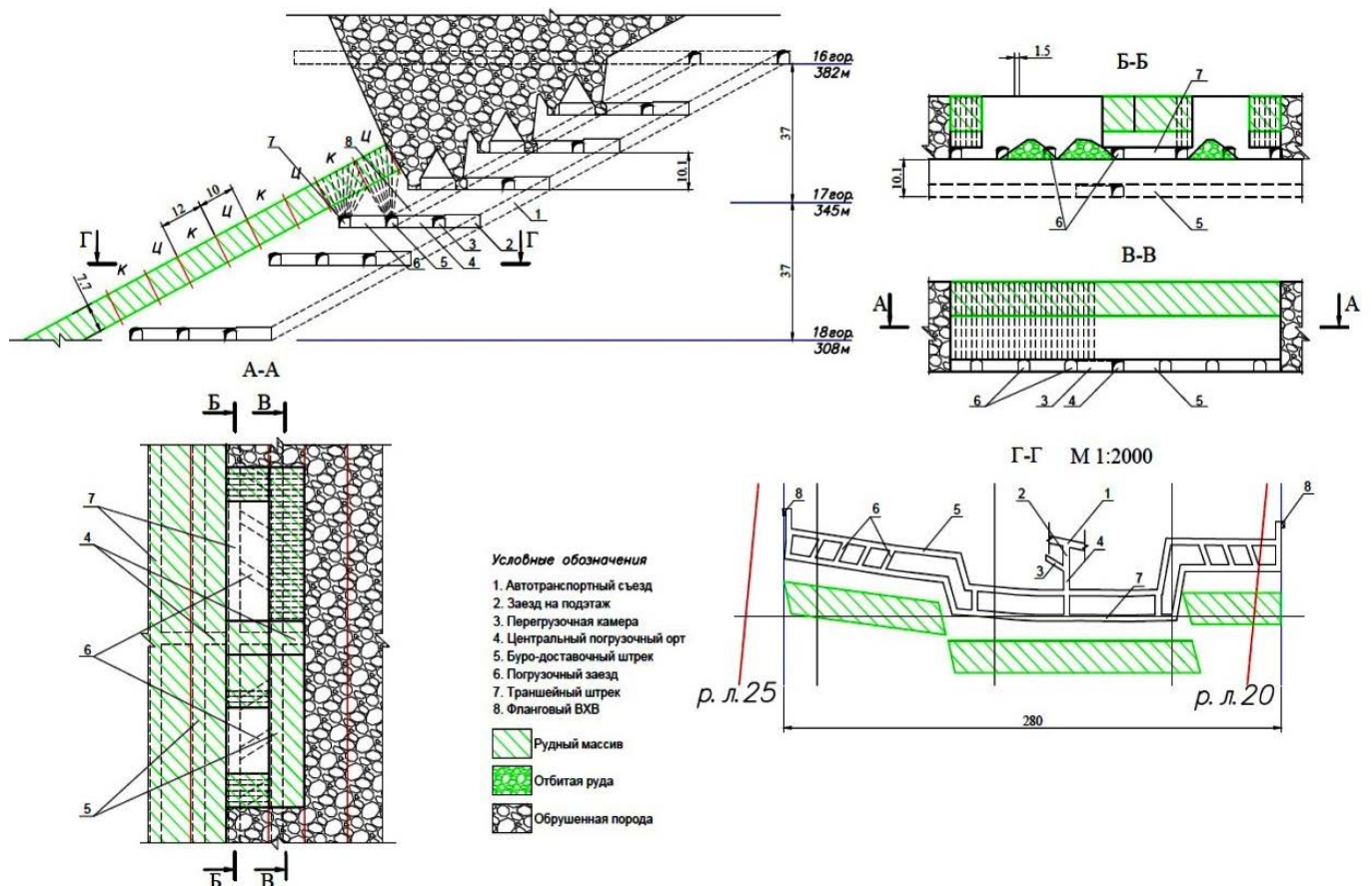


Рисунок 3. Подэтажно-камерная система разработки с последующим обрушением целиков (вариант 8) / Figure 3. Sublevel-chamber system development, followed by the collapse of pillars (variant 8).

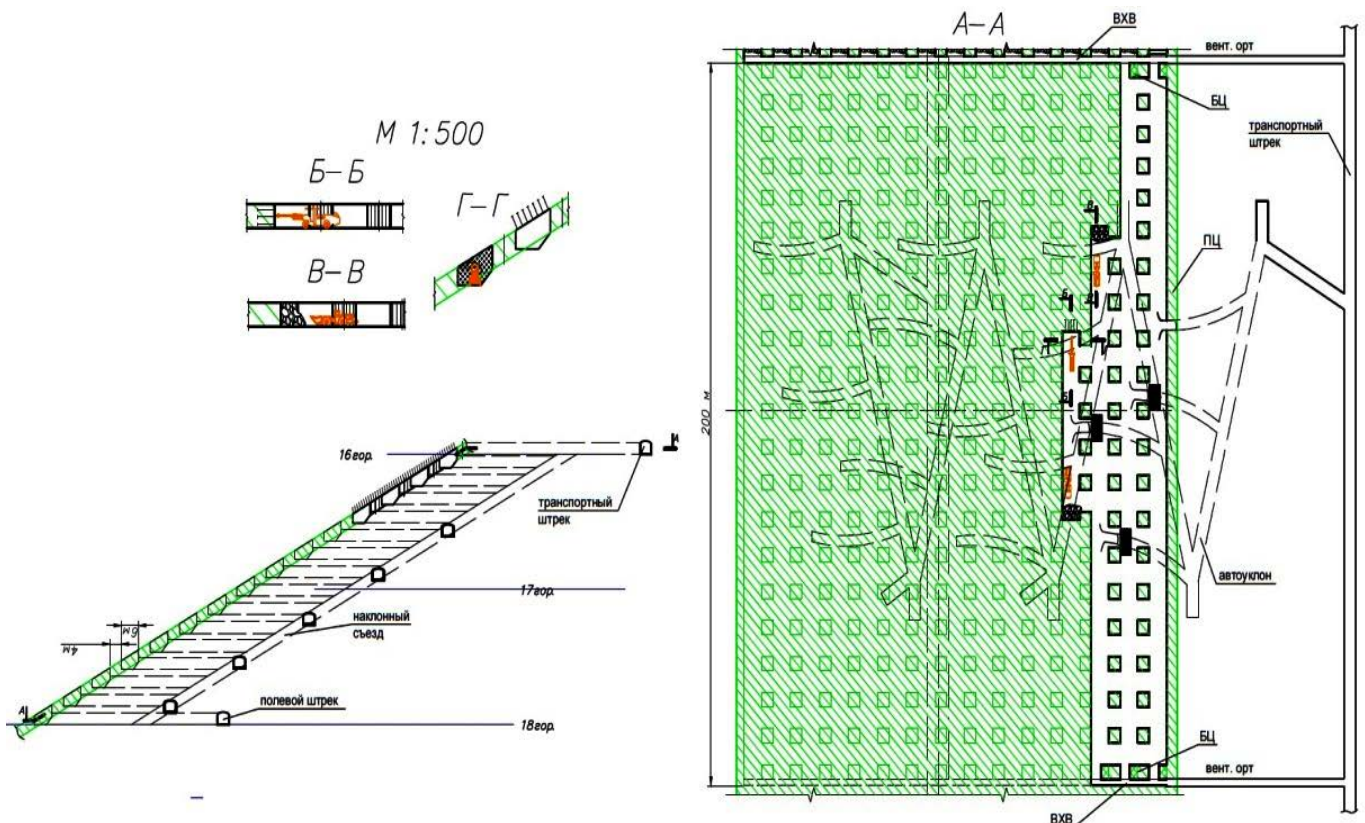


Рисунок 4. Камерно-столбовая система разработки с расположением наклонного съезда в лежачем боку / Figure 4. Room and pillar system design with inclined slope in the footwall.

Выработанное пространство камер заполняется породой как от проходки горных выработок, так и из прирезки лежачего бока, образующейся при отработке центрального добычного участка. Порода в блоках (варианты 4 и 8) грузится ПДМ в автосамосвалы, транспортируется в перегрузочные камеры фланговых панелей и далее доставляется в погашаемые камеры. Следует отметить, что эффективно реализовать данную технологическую схему с утилизацией в шахте большого объема породы позволяет только применение СО (в отличие от переносного).

Комплексный подход к решению проблемы освоения глубокозалегающих запасов Урупского месторождения, основанный на поэтапном вскрытии руды уклоном с автомобильным транспортом и применении систем с использованием СО – поэтажного обрушения для разработки рудных тел средней мощности и камерно-столбовой для разработки маломощных рудных тел, позволяет по сравнению с существующей технологией:

- значительно (до 3 раз) улучшить ТЭП добычи руды;
- получить приемлемые средневзвешенные показатели извлечения руды (потери 17–18 %, разубоживание 22–23 %);
- использовать породу от проходки горных выработок и из прирезки лежачего бока, образующуюся при отработке центрального добычного участка, для закладки отработанных камер фланговых панелей, утилизируя при этом почти весь объем образованной в шахте породы;
- обеспечить эффективное освоение нижних горизонтов УПР без потери производственной мощности в переходный период.

Работа выполнена при поддержке Комплексной программы фундаментальных исследований УрО РАН «Исследование переходных процессов и учет закономерностей их развития при разработке инновационных технологий оценки, добычи и рудоподготовки минерального сырья» (15-11-5-7).

ЛИТЕРАТУРА

1. Яковлев В. Л. О развитии методологических подходов к исследованию проблем освоения недр // Проблемы недропользования. 2015. № 2. С. 5–9.
2. Никитин И. В. Выбор способа вскрытия и схемы транспорта руды при отработке глубоких горизонтов Урупского подземного рудника // Проблемы недропользования. 2015. № 3. С. 50–58.
3. Лузин П. Н., Смирнов А. А. Отработка наклонной магнетитовой залежи камерно-столбовой системой с сухой закладкой // ГИАБ. 2001. № 1. С. 224–225.
4. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Барановский К. В. Изыскание подземной геотехнологии для отработки рудного тела средней мощности и наклонного падения Кыштымского месторождения гранулированного кварца // Изв. ву-

- зов. Горный журнал. 2013. № 2. С. 17–22.
5. Версильов С. О., Разоренов Ю. И., Фролов А. В., Селезнев В. П. Определение безопасных размеров рудных целиков при выемке наклонных залежей камерно-столбовыми системами разработки // ГИАБ. 2006. № 4ОВ. С. 215–220.
6. Богуславский Э. И., Коржавых П. В. Условия применения этажно-камерных систем при отработке глубоких рудных месторождений // ГИАБ. 2012. № 1. С. 5–8.
7. Fisor S. Ravett minerals: an evolving american success story // Engineering and Mining Journal, 2012. № 6. P. 64–73.
8. Lovejoy C. Taking troy to the next level // Mining Magazine. 2011. December. P. 13–14.
9. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Рожков А. А. Ресурсосберегающая технология подземной разработки месторождения высокоцементного кварца // ФТПРПИ. 2015. № 6. С. 133–145.

REFERENCES

1. Yakovlev V. L. 2015, *O razvitií metodologicheskikh podkhodov k issledovaniyu problem osvoeniya nedr* [On the development of methodological approaches to the study of problems of development of mineral resources]. *Problemy nedropol'zovaniya* [Problems of subsoil use], no. 2, pp. 5–9.
2. Nikitin I. V. 2015, *Vybor sposoba vskrytiya i skhemy transporta rudy pri otrabotke glubokikh gorizontov Urupskogo podzemnogo rudnika* [Selecting of the method of opening and circuit of ore transport when mining deep underground horizons of Urup mine]. *Problemy nedropol'zovaniya* [Problems of subsoil use], no. 3, pp. 50–58.
3. Luzin P. N., Smirnov A. A. 2001, *Otrabotka naklonnoy magnezitovoy zalezhi kamerno-stolbovoy sistemoy s sukhoy zakladkoy* [Testing of sloping magnesite deposit using chamber-and-pillar system with dry laying]. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'* [Mining informational and analytical bulletin], no. 1, pp. 224–225.
4. Sokolov I. V., Antipin Yu. G., Baranovskiy K. V. 2013, *Izyskanie podzemnoy geotekhnologii dlya otrabotki rudnogo tela sredney moshchnosti i naklonnogo padeniya Kyshtym'skogo mestorozhdeniya granulirovannogo kvartsa* [Research of underground geotechnology for developing of the ore body with average power and the oblique incidence of Kyshtym'sk granular quartz deposit]. *Izvestiya vuzov. Gornyy zhurnal* [News of the Higher Institutions. Mining Journal], no. 2, pp. 17–22.
5. Versilov S. O., Razorenov Yu. I., Frolov A. V., Seleznev V. P. 2006, *Opre-delenie bezopasnykh razmerov rudnykh tselikov pri v'yemke naklonnykh zalezhey kamerno-stolbovymi sistemami razrabotki* [Determining the safe size of ore pillars during the excavation of oblique deposits with chamber-pillar mining systems]. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'* [Mining informational and analytical bulletin], no. 4OV, pp. 215–220.
6. Boguslavskiy E. I., Korzhavykh P. V. 2012, *Usloviya primeneniya etazh-*

*no-kamerykh sistem pri otrabotke glubokikh rudnykh mestorozhdeniy* [Terms of usage of storey-camera systems during the processing of deep ore deposits]. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'* [Mining informational and analytical bulletin], no. 1, pp. 5–8.

7. Fiscor S. 2012, Ravett Minerals: An Evolving American Success Story. *Engineering and Mining Journal*, no. 6, pp. 64–73.

8. Lovejoy C. 2011, Taking Troy to the next level. *News of the Higher Institutions*.

*Mining Journal*, December, pp. 13–14.

9. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Yu. G., Baranovskiy K. V., Rozhkov A. A. 2015, *Resursosberegayushchaya tekhnologiya podzemnoy razrabotki mestorozhdeniya vysokotsennogo kvartsa* [Resource saving technology of underground mining of deposits of high-value quartz]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh* [Physical and technical problems of mining], no. 6, pp. 133–145.

**Соколов Игорь Владимирович,**

доктор технических наук, заведующий лабораторией подземной геотехнологии

geotech@igduran.ru

**Антипин Юрий Георгиевич,**

кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии

**Никитин Игорь Владимирович,**

научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии

**Барановский Кирилл Васильевич,**

научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии

**Рожков Артем Андреевич,**

аспирант, младший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии

**Igor' Vladimirovich Sokolov,**

Dr, Head of the laboratory of subsurface geotechnology

geotech@igduran.ru

**Yuriy Georgievich Antipin,**

PhD, Senior Research Associate

**Igor' Vladimirovich Nikitin,**

Research Associate

**Kirill Vasil'evich Baranovskiy,**

Research Associate

**Artem Andreevich Rozhkov,**

Postgraduate Researcher

Институт горного дела УрО РАН

Россия, Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58

Institute of Mining of the Ural Branch of Russian Academy of Sciences

Ekaterinburg, Russia