

**И.В. Соколов, В.В. Котляров, Ю.Г. Антипин,  
И.В. Никитин, А.А. Рожков**

## **ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОСВОЕНИЯ НИЖНИХ ГОРИЗОНТОВ УРУПСКОГО ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА**

*Комплексно решены вопросы выбора эффективных схем вскрытия, вентиляции и систем подземной разработки, применяемого технологического оборудования для проходческих и очистных работ, разработана технологическая схема использования породы от проходки и очистной выемки для закладки отработанных камер, дана технико-экономическая оценка целесообразности освоения запасов горизонтов 16–21 Урупского подземного рудника.*

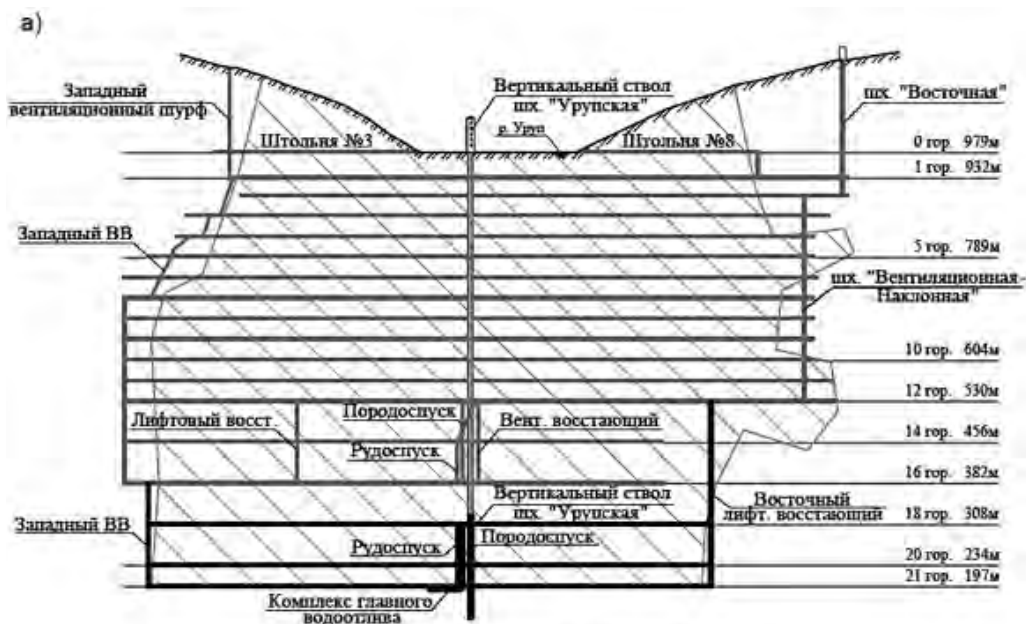
*Ключевые слова: медноколчеданная руда, схема вскрытия, система разработки, технологическое оборудование, конструирование, технико-экономическое сравнение, чистый дисконтированный доход.*

Урупское медноколчеданное месторождение находится в предгорьях Северного Кавказа на территории Урупского района Карачаево-Черкесской республики. Промышленные руды сконцентрированы преимущественно в главном рудном теле, представляющем собой пластообразную тектонически нарушенную наклонную залежь длиной по простиранию 1500 м, по падению 1200 м. Добычу и обогащение медноколчеданной руды месторождения ведет ЗАО «Урупский ГОК» (УГОК), имеющее в своем составе подземный рудник и обогатительную фабрику.

Освоение Урупского месторождения в настоящее время осуществляется в пределах запасов горизонтов 13–16, объем которых обеспечивает производственную деятельность рудника в течение ближайших 7 лет. Это определило решение УГОКа о поддержании производственной мощности рудника за счет вовлечения в эксплуатацию запасов нижних горизонтов 16–21 (глубина разработки более 700 м).

По результатам эксплуатационной геологоразведки уточнено геологическое строение рудных тел, откорректированы их размеры и пространственное расположение: 30% запасов сосредоточено в маломощных участках и 70% запасов в участках средней мощности. Горно-геологические и горнотехнические условия отработки рассматриваемых горизонтов:

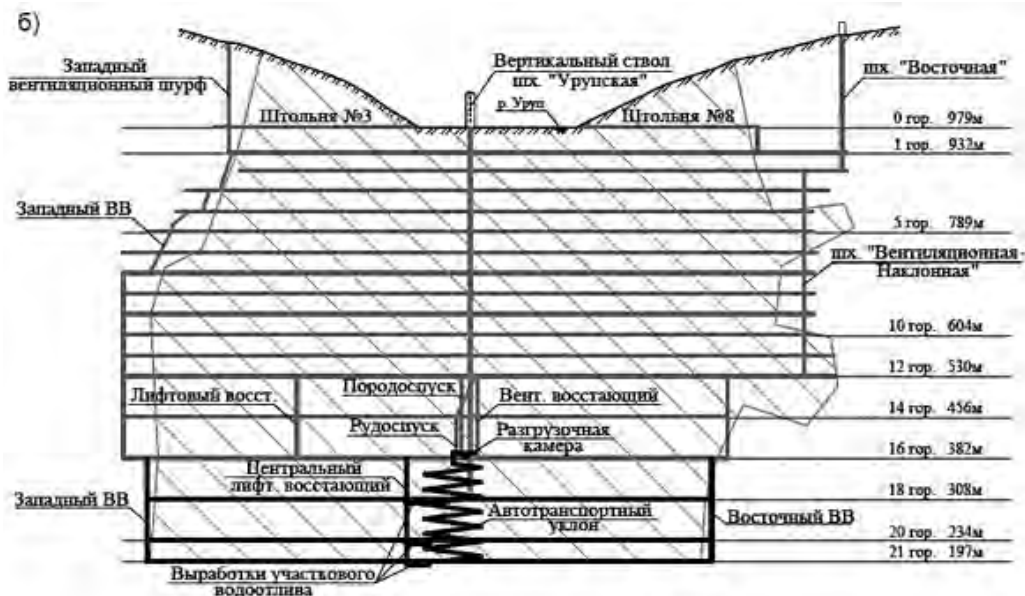
- длина рудного тела по простиранию 1200 м;
- угол падения рудного тела 25–30°;
- средняя мощность маломощных участков рудного тела 3 м, участков средней мощности 7,8 м;
- руды устойчивые и средней устойчивости, породы всячего бока средней устойчивости и неустойчивые, лежащего бока – от устойчивых до неустойчивых;
- 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 драгметаллов;



План концентрационного 21 горизонта



Рис. 1. Схема вскрытия запасов горизонтов 16-21: а) по варианту 1



Совмещенный план 16 и 18 горизонтов



Условные обозначения

Рудное тело  
 Существующие выработки  
 Проектируемые выработки

Рис. 1. Схема вскрытия запасов горизонтов 16–21: б) варианту 2

- годовая (проектная) 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 лежащем боку месторождения. Оработка запасов горизонтов 12–16 осуществляется с использованием концентрационного 16 горизонта и применением традиционного рельсового транспорта, переносного бурового и доставочного оборудования. Высота этажа 74 м.

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. Технология обработки запасов и транспорт руды и породы с применением традиционного оборудования. Освоение запасов предусмотрено в один этап, шаг вскрытия 185 м, высота этажа 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 обработки запасов и транспорт руды и породы с применением самоходного оборудования (СО). Освоение запасов – поэтапное в три этапа, высота этажа 74 м (рис. 1, б).

График строительства нижних горизонтов по сравниваемым вариантам показал, что срок ввода в эксплуатацию горизонтов 16–18 по варианту 1 составляет 6,5 лет, а по варианту 2–2,5 года. Таким образом, вариант 1 не обеспечивают переход к обработке нижних горизонтов без потери производственной мощности рудника, поскольку срок строительства с учетом

времени на проектирование (около 10 лет) превышает срок начала выживания мощности рудника при доработке запасов горизонтов 13–16; вариант 2 позволяет осваивать запасы месторождения без разрыва в добыче.

Вентиляция рудника осуществляется всасывающим способом по фланговой схеме двумя вентиляторными установками. Свежий воздух поступает по центральному стволу и выдается по фланговым вентиляционным выработкам. При освоении запасов нижних горизонтов необходима реконструкция обеих вентиляторных установок с заменой устаревших вентиляторов ВОКД-1,8 на новые ВОД-18.

В настоящее время применяемые на руднике технологии добычи руды с использованием переносного технологического оборудования характеризуется большим объемом подготовительно-нарезных работ (ПНР), высокими потерями (до 20%) и разубоживанием (30%) руды, низкой производительностью труда при проходке выработок и очистной выемке. С уменьшением мощности рудного тела эффективность существующей технологии добычи будет резко снижаться, что ставит задачу выбора рациональной системы разработки для выемки запасов горизонтов 16–21 месторождения весьма актуальной.

На основе анализа и обобщения теории и практики обработки наклонных маломощных и средней мощности рудных тел для рассматриваемых горно-геологических и горнотехнических условий [1–3] выявлены рациональные системы разработки с применением переносного или СО:

- камерная с последующим обрушением целиков;
- камерно-столбовая;
- подэтажное обрушение с торцовым или площадным выпуском руды.

С целью объективного выбора эффективной технологии обработки

Таблица 1

**Систематизация вариантов систем разработки**

Применяемое технологическое оборудование	Вариант системы разработки	
	мощность рудного тела	
	$m_{cp} = 7,8 \text{ м}$	$m_{cp} = 3,0 \text{ м}$
1. Переносное	Вариант 1. Подэтажно-камерная с площадным выпуском руды	Вариант 2. Камерно-столбовая
2. 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	

нижних горизонтов сконструировано 10 вариантов систем разработки, которые систематизированы в зависимости от применяемого оборудования и мощности рудного тела (табл. 1).

Экономико-математическое моделирование и выбор систем разработки выполнены на основе методики определения прибыли на 1 т балансовых запасов многокомпонентной руды ( $\Pi_p$ ) [4]

$$\Pi_p = Ц - С \cdot \frac{1 - П}{1 - Р}, \text{ руб/т}$$

где  $Ц$  – извлекаемая ценность добытой руды, отнесенная на единицу погашаемых балансовых запасов, руб/т;  $С$  – себестоимость добычи, транспортирования до обогатительной фабрики, обогашения руды и транспортирования концентрата, руб./т;  $П$ ,  $Р$  – потеря и разубоживание руды, доли ед.

В результате технико-экономического сравнения вариантов (табл. 2) для

отработки рудного тела средней мощности принят вариант системы подэтажного обрушения сдвоенными панелями с торцовым выпуском руды и применением СО (рис. 2). Параметры конструктивных элементов системы разработки: количество подэтажей – 7; расстояние по вертикали между подэтажами – 10,3 м; длина добычной панели – 140 м, ширина – 20 м; длина очистного блока – 50 м; ширина – 20 м (равна двойной ширине забоя); высота 1-го и 2-го забоя, соответственно, 18 м и 13 м; расстояние между осями буро-доставочных штреков в подэтаже – 10 м.

Подготовка добычного участка включает проведение в лежачем боку заездов на подэтажи из автоуклона, подэтажных ортов, двух буро-доставочных штреков на каждом подэтаже, вентиляционных сбоек и ВХВ между подэтажами, фланговых вентиляционных сбоек, наклонных фланговых ВХВ,



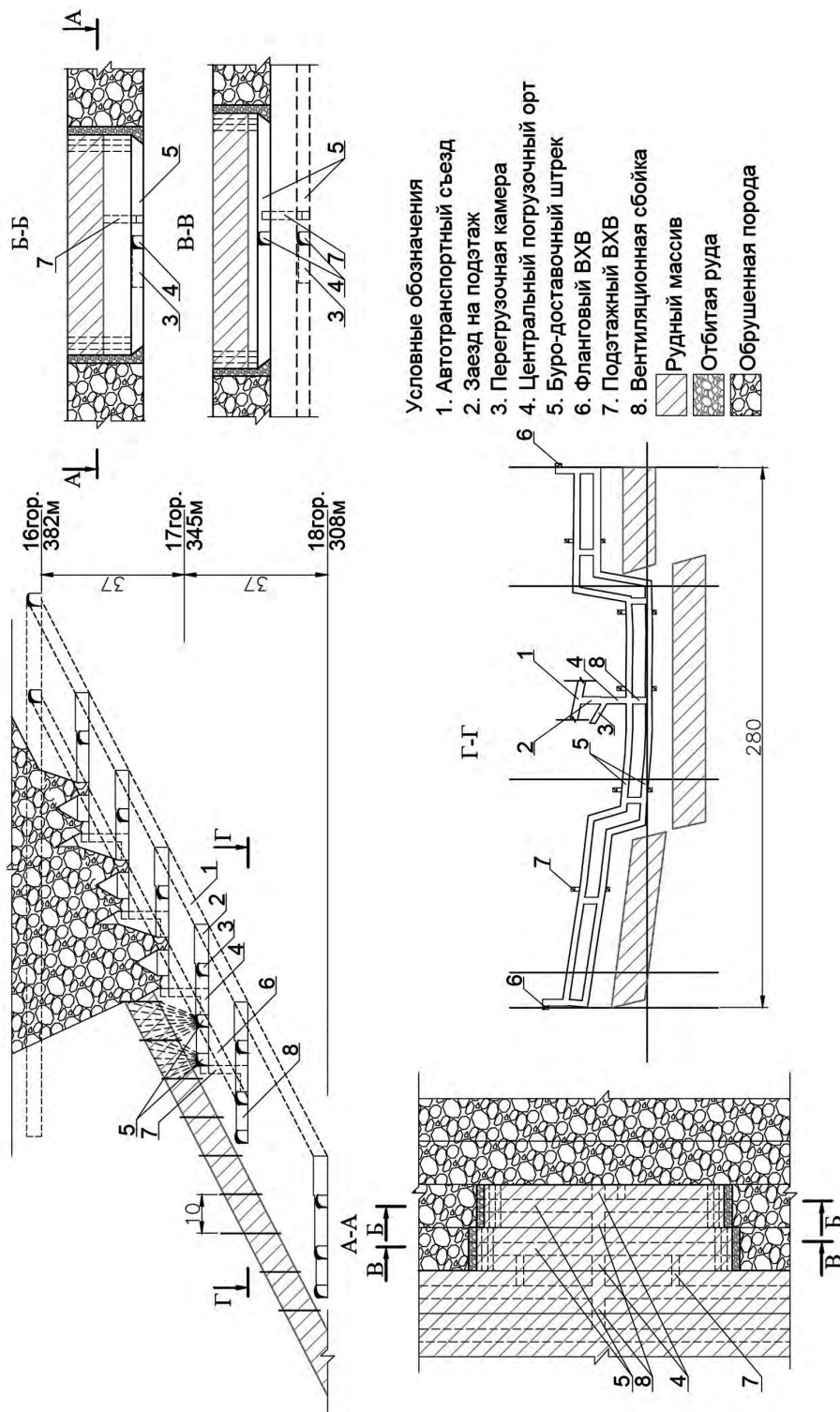


Рис. 2. Система разработки подэтажного обрушения двоянными панелями с торцовым выпуском руды (вариант 4)

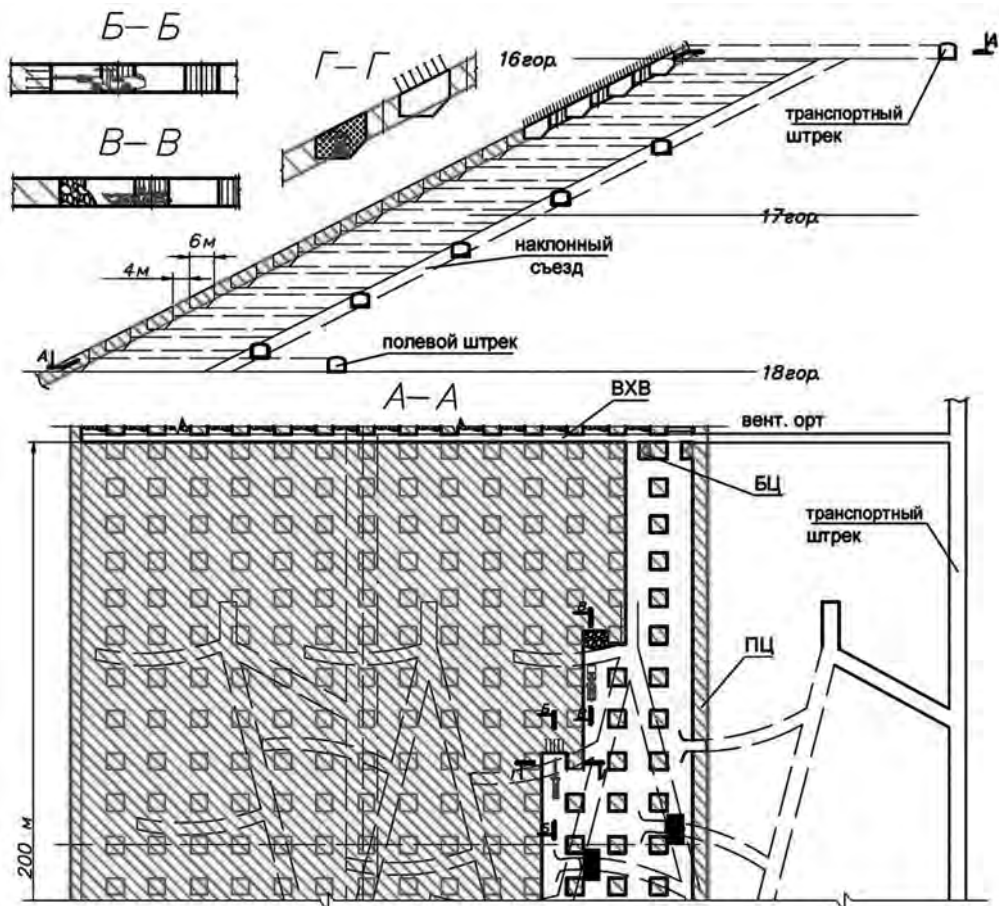
Таблица 2

**Основные технико-экономические показатели эффективности вариантов систем разработки**

№ п/п	Наименование	Варианты систем разработки												
		с переносным оборудованием		с самоходным оборудованием										
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10			
1	Балансовые запасы добычного участка, тыс. т	25,4	195,6	1391,9	1391,9	1391,9	1391,9	1391,9	1391,9	1391,9	1391,9	1391,9	398,4	398,4
2	Потери, %	35,6	24,65	14	15	19	19	18	18	18	18	18	27,34	23,36
3	Разубоживание, %	19,2	5	32	27	22	20	20	20	20	20	20	5	5
4	Эксплуатационные запасы, тыс. т	20,2	155,2	1760,8	1620,2	1445,4	1409,3	1426,7	1426,7	1426,7	1426,7	1426,7	304,7	321,4
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	51,7	51,7	57,1	30,8	38,8	
6	Производительность труда забойного рабочего на технологических процессах:													
6.1	проходка ПНВ, м <sup>3</sup> /чел.-смену	0,8	1,0	4,6	4,6	5,0	4,6	4,6	4,6	4,6	4,7	3,9	7,0	
6.2	отбойка, м <sup>3</sup> /чел.-смену	34,8	10,2	78,2	79	78,2	75,9	75,1	75,1	74,3	74,3	81,7	81,7	
6.3	выпуск и доставка, т/чел.-смену	203,2	122,2	452	452	452	452	452	452	452	452	452	452	
6.4	очистная выемка, м <sup>3</sup> /чел.-смену	22,5	6,27	44	45,6	43,7	43,8	43,5	43,5	42,6	42,6	13,8	14,1	
7	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	17,8	16,9	16,9	10,7	10,8	

8	Извлекаемая ценность добытой руды, руб/т	2433,59	2855,33	249,83	3212,04	3060,88	3060,88	3098,67	3098,67	2747,25	2894,63
8.1	по меди	1851,34	2166,13	2472,29	2443,54	2328,55	2328,55	2357,3	2357,3	2089,95	2202,07
8.2	по золоту	452,76	529,75	604,62	597,59	569,47	569,47	576,5	576,5	511,12	538,54
8.3	по серебру	129,49	159,45	172,92	170,91	162,87	162,87	164,88	164,88	146,18	154,02
9	Себестоимость, руб/т	1678,08	1736,1	2066,84	1926,83	1795,69	1760,17	1782,04	1767,03	1363,26	1366,5
9.1	добычи руды	1210,14	1270,51	1324,13	1243,42	1186,26	1166,42	1180,24	1165,23	914,07	916,76
9.2	обогащения руды	404,51	402,48	642,04	590,78	526,83	514,14	520,23	520,23	388,3	388,78
9.3	транспортирования руды до ОФ	48,02	47,78	76,22	70,13	62,54	60,03	61,76	61,76	46,1	46,15
9.4	транспортирования концентрата	15,41	15,33	24,45	22,5	20,06	19,58	19,81	19,81	14,79	14,81
10	Прибыль, руб/т	755,51	1119,23	1183,0	1285,21	1265,19	1300,71	1316,63	1331,64	1383,99	1528,13





**Рис. 3. Камерно-столбовая система разработки с расположением наклонного съезда в породах лежачего бока (вариант 10)**

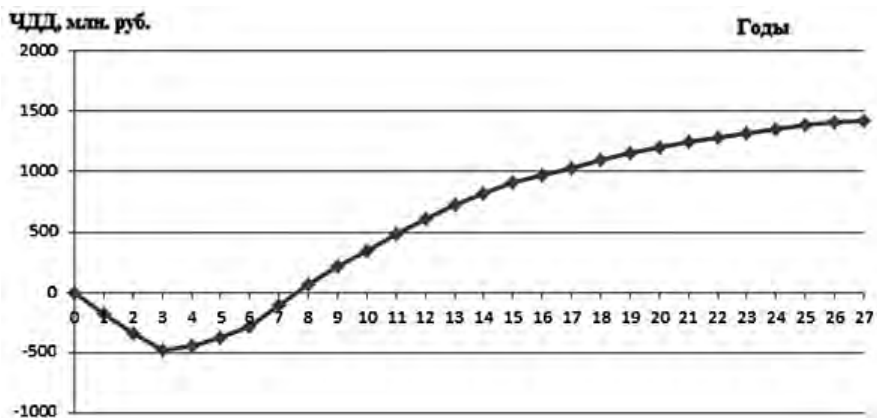
отрезных ортов и восстающих на флангах панелей.

Добычная панель обрабатывается вдвоенными по ширине блоками – двумя забоями. Очистная выемка ведется путем послойной скважинной отбойки руды в зажиме и послойного торцового выпуска руды под обрушенными породами. В одном очистном забое производится выпуск и погрузка отбитой руды, в другом – бурение и взрывание веера скважин. Среднее расстояние доставки руды 100 м, транспортирования – 350 м.

Преимущества данного варианта обеспечиваются за счет применения

двоенных буро-доставочных штреков, что повышает безопасность работ, эффективность проветривания забоев, сокращает количество заездов на подэтажи и снижает разубоживание руды.

Для выемки маломощных рудных тел эффективен вариант камерно-столбовой системы разработки с расположением наклонного съезда в породах лежачего бока (рис. 3). Параметры конструктивных элементов системы: длина добычной панели 200 м, высота 74 м; высота подэтажа 5 м; ширина очистного блока 10 м; длина очистной камеры по горизонтали 100 м (в среднем), ширина 6 м; размеры столбчатых



**Рис. 4. График потока денежных средств**

целиков по горизонтали 4 x 4 м; ширина барьерных и панельных целиков 4 м.

Наклонный съезд располагается лежащем боку, что позволяет в случае увеличения мощности рудного тела в пределах панели, перейти на систему разработки без присутствия людей в выработанном пространстве (вариант 4). Кроме этого, имеется возможность организации транспорта руды автосамосвалами сразу на 16 горизонт. Добычная панель разбивается по высоте на 15 очистных блоков, состоящих из очистных камер и регулярных столбчатых целиков.

Очистные работы начинаются в верхнем очистном блоке, смежном с панельным целиком, и развиваются двумя забоями от центра к флангам панели. Камера обрабатывается сплошным забоем, ее кровля крепится штангами. Отбойку камерных запасов производят шпуровыми зарядами. По мере продвижения забоя проходятся просечки с вышележащей камерой, тем самым оформляется верхний ряд столбчатых целиков. На фланге панели проходится ВХВ с оборудованием ходового отделения для второго выхода. Доставку руды производят ПДМ до перегрузочной камеры, расположенной в заезде на подэтаж, и далее

автосамосвалом транспортируют к комплексу скипо-клетевого ствола. Средняя длина доставки 80 м.

В блоке одновременно обрабатываются два крыла: в одном производится бурение, во втором – уборка руды. Возможна параллельная обработка двух соседних камер (по падению) с опережением выемки верхней камеры на 10–12 м. При производстве закладочных работ, смежная вышележащая камера не закладывается для обеспечения второго выхода.

Преимущества данного варианта обусловлены относительно небольшим объемом ПНР, проветриванием очистных забоев за счет общешахтной депрессии и возможностью использования наклонного съезда после обработки панели.

Следует отметить, что технология обработки запасов с применением СО (в отличие от традиционной) позволяет использовать породу от проходки горных выработок и из прирезки лежащего бока, образующуюся при реализации варианта 4, для закладки отработанных камер, образовавшихся при реализации варианта 10. При этом возможно утилизировать в шахте почти весь объем породы.

Состав комплекса основного технологического СО, необходимый для

Таблица 3

**ТЭП эффективности отработки горизонтов 16–21**

№	Наименование	Ед. изм.	Значение
Технические показатели			
1	Балансовые запасы	тыс. т	7970
2	Потери	%	17,4
3	Разубоживание	%	22,2
4	Эксплуатационные запасы	тыс. т	8388
5	Производственная мощность рудника	тыс. т/год	400
6	Срок ввода нижних горизонтов в эксплуатацию	лет	3
7	Продолжительность вскрытия и отработки запасов	лет	26,4
Экономические показатели			
8	Доход от реализации продукции	млн. руб.	26 143,71
9	Суммарные капитальные затраты	млн. руб.	973,47
10	Суммарные эксплуатационные затраты	млн. руб.	14 751,98
11	Чистый дисконтированный доход	млн. руб.	1419,8
12	Индекс доходности	доли ед.	1,49
13	Внутренняя норма доходности	%	34,9
14	Срок окупаемости капитальных вложений	лет	7,5

обеспечения годовой добычи руды 400 тыс. т: буровая установка типа Boomer T1D – 2 шт., буровой станок типа Sandvik DL 310 – 1 шт., ПДМ типа Atlas Copco ST 7 – 2 шт., автосамосвал типа Sandvik TH 320 – 2 шт.

Эффективность отработки запасов горизонтов 17–21 оценена по критерию чистого дисконтированного дохода (ЧДД) как разница между доходом от реализации продукции и суммой капитальных и эксплуатационных затрат на добычу, обогащение и транспортирование руды и концентрата (рис. 4). В качестве дополнительных показателей для оценки эффективности инвестиций использованы критерии: внутренняя норма доходности, индекс доходности и срок окупаемости (табл. 3).

Составленный график потока денежных средств показал, что принятая технология и организация вскрытия, отработки и транспорта руды обес-

печивают быструю окупаемость капитальных вложений (около 8 лет) и высокий ЧДД (1419,8 млн руб.) при низких капитальных и эксплуатационных затратах (ИД равен 1,49).

Таким образом, применение комплексной геотехнологии, включающей поэтапное вскрытие уклоном с автомобильным транспортом руды, систему разработки участков средней мощности подэтажным обрушением и камерно-столбовую систему разработки маломощных участков, закладку выработанного пространства образовавшихся камер породой от проходки выработок и очистных работ, с использованием на всех процессах высокопроизводительного самоходного оборудования, обеспечивает высокую эффективность освоения запасов горизонтов 16–21 Урупского подземного рудника без потери производственной мощности в переходный период.

1. Лузин П.Н., Смирнов А.А. Обработка наклонной магнетитовой залежи камерно-столбовой системой с сухой закладкой // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2001. – № 1. – С. 224–225.

2. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Барановский К.В. Изыскание подземной геотехнологии для обработки рудного тела средней мощности и наклонного падения Кыштымского месторождения гранулированного кварца // Известия вузов. Горный журнал. – 2013. – № 2. – С. 17–22.

3. Версильев С.О., Разоренов Ю.И., Фролов А.В., Селезнев В.П. Определение безопасных размеров рудных целиков при выемке наклонных залежей камерно-столбовыми системами разработки // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006. – ОВ Безопасность. – С. 215–220.

4. 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. **ГИАБ**

---

**КОРОТКО ОБ АВТОРАХ**

Соколов Игорь Владимирович – доктор технических наук, зав. лабораторией,  
Котляров Владимир Владимирович – кандидат технических наук,  
технический директор ЗАО «Урупский ГОК»,  
Антипин Юрий Георгиевич – кандидат технических наук,  
старший научный сотрудник,  
Никитин Игорь Владимирович – научный сотрудник,  
Рожков Артем Андреевич – младший научный сотрудник, аспирант,  
Институт горного дела УрО РАН, e-mail: geotech@igduran.ru.

---

UDC 622.344

**FEASIBILITY STUDY OF EFFICIENT MINING AT DEEP LEVELS IN URUP MINE**

Sokolov I.V.<sup>1</sup>, Doctor of Technical Sciences, Head of Laboratory,  
Kotlyarov V.V.<sup>1</sup>, Candidate of Technical Sciences,  
Technical Director of JSC «Urupsky GOK»,  
Antipin Yu.G.<sup>1</sup>, Senior Researcher,  
Nikitin I.V.<sup>1</sup>, Researcher,  
Rozhkov A.A.<sup>1</sup>, Junior Researcher, Graduate Student,  
<sup>1</sup> Institute of Mining of Ural Branch of Russian Academy of Sciences,  
620219, Ekaterinburg, Russia, e-mail: geotech@igduran.ru.

---

*In complex solved questions of choice of effective schemes of opening, ventilation and systems for underground mining, technological equipment for sinking and mining work, developed technological scheme of using rocks from sinking and mining extraction for laying waste chambers, technical and economic estimation feasibility of development of the lower horizons 16-21 Urupsky underground mine.*

*Key words: copper-pyrite ore, scheme opening, mining system, process equipment, design, technical and economic comparison, net present value*

**REFERENCES**

1. Luzin P.N., Smirnov A.A. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*. 2001, no 1, pp. 224–225.
2. Sokolov I.V., Antipin Yu.G., Baranovskii K.V. *Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal*. 2013, no 2, pp. 17–22.
3. Versilov C.O., Razorenov Yu.I., Frolov A.V., Seleznev V.P. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*. 2006. Special Issue *Bezopasnost'*, pp. 215–220.
4. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Antipin Yu.G., Sokolov R.I. *Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal*. 2012, no 3, pp. 4–11.

