

УДК 622.271.32

**С. В. БАРАНОВ, В. В. ГОЛЬЦОВ, И. Х. ШАРИПОВ, В. Б. СЕМИРЯКОВ** (ОАО «Учалинский ГОК»)  
**А. В. КОТЕНКОВ** (ОАО «Уралмеханобр»)

## ВЫЕМКА ЗАКОНТУРНЫХ ЗАПАСОВ В ЮЖНОМ БОРТУ КАРЬЕРА «УЧАЛИНСКИЙ»



**С. В. БАРАНОВ,**  
директор  
подземного рудника



**В. В. ГОЛЬЦОВ,**  
главный инженер  
подземного рудника



**И. Х. ШАРИПОВ,**  
зам. начальника  
ПТО по БВР



**В. Б. СЕМИРЯКОВ,**  
начальник технического  
отдела подземного рудника



**А. В. КОТЕНКОВ,**  
зам. начальника  
отдела горной науки

Детально рассмотрен и успешно реализованный в опытно-промышленном масштабе рабочий проект выемки законтурных запасов ценных руд на участке южного борта карьера «Учалинский». Приведены геомеханическое и расчетное обоснования основных конструктивных решений по камерной системе разработки законтурной «выклинки» в 2 этапа с обеспечением устойчивости подрабатываемого участка борта карьера. Дано описание технико-технологического комплекса: БВР, выемки и отгрузки руды на каждом этапе разработки.

**Ключевые слова:** открыто-подземный способ разработки, законтурные запасы карьера, камерная система разработки, этапы, параметры и стадии БВР, выемочно-погрузочные работы, сохранение устойчивости подработанного участка борта.

Учалинское месторождение представлено крутой линзообразной залежью сплошных медно-цинковых колчеданных руд и в настоящее время дорабатывается совмещенным открыто-подземным способом. За предельным контуром южного борта карьера числится на балансе запасов порядка 90 тыс. т руды (южная «выклинка» рудного тела), выемка которых на этапе комбинированной разработки месторождения была сопряжена с определенными сложностями. Ниже приведены запасы руды южной «выклинки» за контуром карьера.

Подэтаж	Выше гор. 300 м	В слое гор. 300–340 м	ВСЕГО
Запасы руды, тыс. т	50,5	39	89,5

В связи с затуханием открытых горных работ была поставлена задача разработать технологию добычи этих руд с обеспечением мер по сохранению устойчивости борта карьера при минимизации потерь и разубоживания.

В 2010 г. институтом «Уралмеханобр» совместно со специалистами Учалинского подземного рудника разработана «Методика опытно-промышленных испытаний (ОПИ) технологии отработки запасов южной «выклинки» Учалинского месторождения выше гор. 340 м», в составе которой выполнено геомеханическое обоснование и предложены конструктивные параметры системы разработки, что стало основой рабочего проекта выемки запасов.

Основной задачей научного сопровождения процесса выемки законтурных запасов участка являлась оценка возможных деформаций борта карьера в районе ведения горных работ.

Расчеты устойчивости проводили методом алгебраического сложения удерживающих и сдвигающих сил по потенциальной поверхности скольжения. При этом учитывали, что сцепление в подработанном массиве в зоне сдвижения уменьшается в 1,5 раза [1]. Для повышения надежности результатов оценки устойчивости по графикам ВНИМИ [2] был определен допустимый угол наклона борта. При коэффициенте запаса устойчивости (КЗУ) 1,5 и коэффициенте, учитывающем обводнение массива  $K = 0,8$ , допустимый угол наклона борта составил  $38^\circ$  при проектом значении  $36^\circ$ .

Для условий выемки запасов южной «выклинки» подземным способом, в соответствии с работой [2], угол сдвижения  $\delta = 70^\circ$ . При подработке борта карьера происходит уменьшение углов сдвижения в сравнении с подземной разработкой примерно на  $20^\circ$ ; поэтому угол сдвижения был принят  $\delta = 50^\circ$  [3]. Все расчеты проводили на основе графической документации и физико-механических характеристик массивов руды, закладки и вмещающих пород. Результаты расчетов показали:

- верхняя группа уступов и борт в целом сохраняют устойчивое состояние — снижение КЗУ составит 5–10 % — с 1,64 до отработки и до 1,54 после (по проекту);
- средняя группа уступов южного борта подвергнется незначительным деформациям, проявляющимся в виде заколов;
- нижняя группа уступов с  $KЗУ < 1$  (0,96 после выемки запасов) будет со временем разрушена;
- все предохранительные бермы и съезды средней и нижней групп уступов в зоне ведения горных работ подвергнутся деформациям, исключающим дальнейшее их использование.

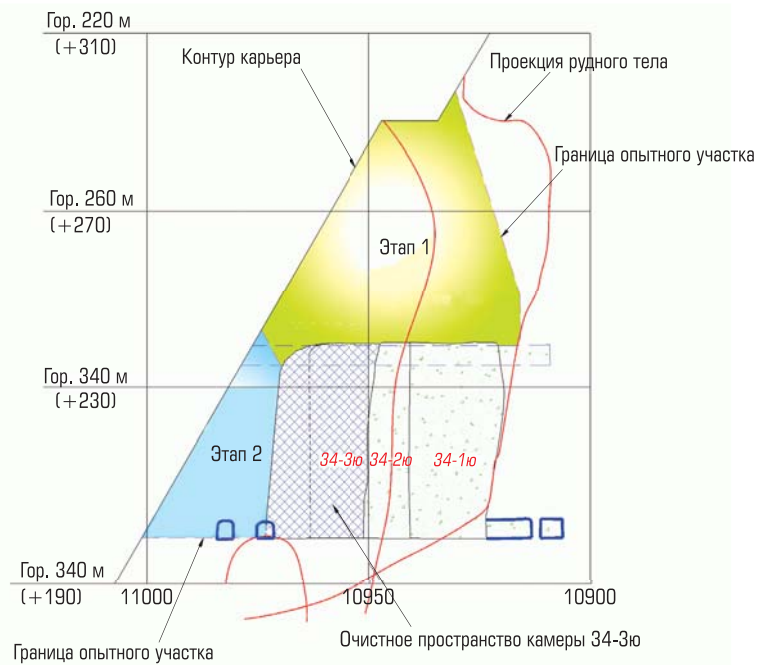


### Работа ПДМ типа Того с системой дистанционного управления в подземном выработанном пространстве (этап 1)

Расчетные данные подтвердились: выемка запасов участка сопровождалась разрушением нижней группы уступов и деформациями средней группы. При этом горные работы проводили с соблюдением специальных мер по обеспечению безопасности, в том числе заложение подводящих горных выработок за пределами зон возможных сдвиговых деформаций и оценка их устойчивости. В процессе проектирования оценивали также устойчивость вертикальных обнажений рудных и породных массивов, непосредственно прилегающих к очистному пространству. В качестве исходных материалов при расчетах вертикальных обнажений использована геологическая характеристика руд и вмещающих пород, а также прочность закладочного массива (**табл. 1**).

По результатам исследований и расчетов, а также с учетом сложившейся в пределах опытного участка горнотехнической обстановки в проекте принята технология выемки запасов открытыми камерами, расположенными непосредственно на границе с пространством карьера [4, 5]. Отбойку рудной массы осуществляли веерными зарядами ВВ, размещаемыми в скважинах диаметром 89 мм, пробуренными с использованием станков Solo-1020, Solo 7-10F. Зарядание скважин проводили с помощью пневмозарядчика «Ульба-50».

Горные работы включали два этапа (**рис. 1**): первый — выемка запасов выше гор. 300 м, второй — в отметках гор. 300–340 м, с максимальным использованием существующих горных



**Рис. 1. Границы и разделение опытно-промышленного участка выемки законтурных запасов на этапы разработки**

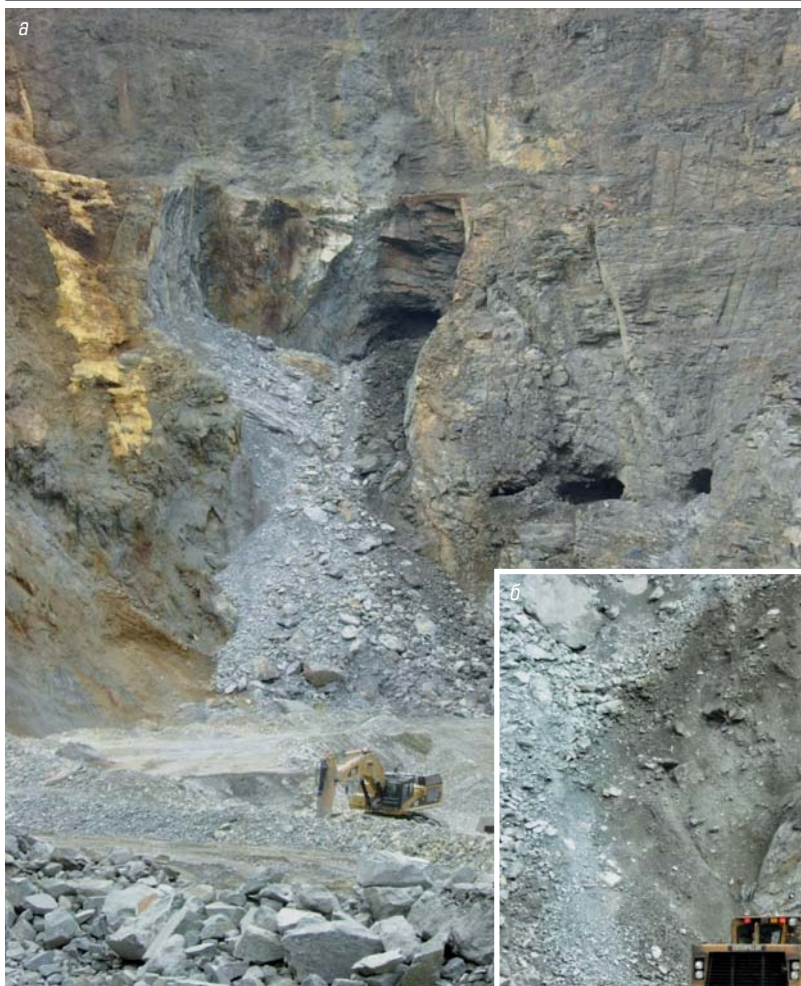
**Таблица 1. Значения устойчивых вертикальных обнажений прилегающих к южной «выклинке» массивов руды, вмещающих пород и закладки**

Типы вертикальных обнажений	Высота устойчивой стенки камеры (м) при размерах структурного блока, м			
	0,2	0,3	0,4	0,5
Руда массивная	55,3	64,7	72,4	78,9
Миндалекаменные базальты	57,2	67,0	74,9	81,8
Метасоматиты околорудной зоны	37,1	43,4	48,6	53,0
Разнопрочный закладочный массив* с нормативной прочностью от 1 до 3 МПа	При толщине слоя закладки 1 м		При толщине слоя закладки 2 м	
	47,2		61,6	

\* Закладку рассматривали как слоистый массив с толщиной слоев 1 и 2 м.

**Таблица 2. Скорости прохождения упругих волн в природных и искусственных массивах Учалинского месторождения**

Показатели		Метасоматиты околорудной зоны	Миндалекаменные базальты	Медно-цинковые сплошные руды	Закладочный массив
Скорость прохождения упругих волн в массиве, м/с	Продольных, $C_p$	1200	2790	2230	1300
	Поперечных, $C_s$	640	1580	1260	630



**Отбойка временного рудного целика на выброс в карьерное пространство (а) и работа ПДМ Caterpillar R2900G с системой дистанционного управления на отгрузке «выброса» (б)**

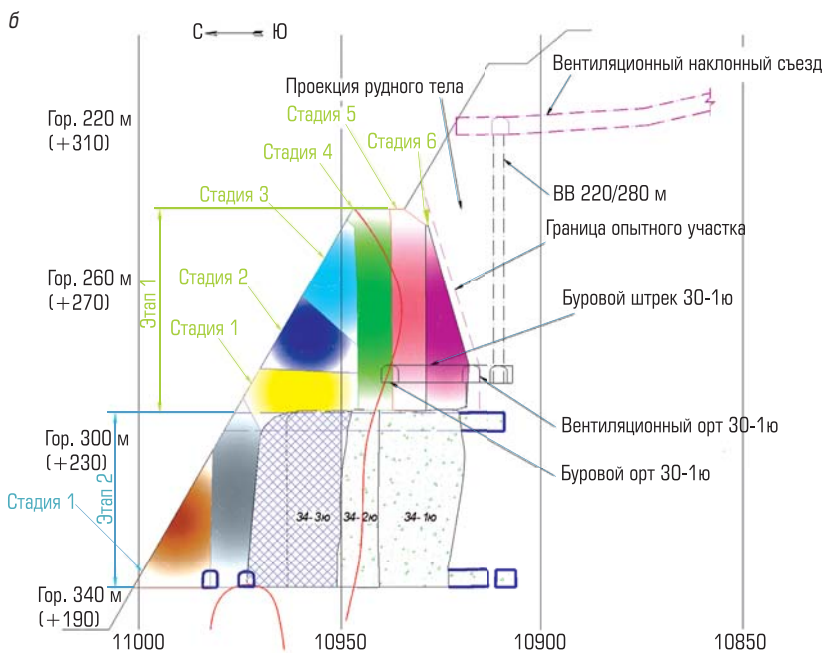
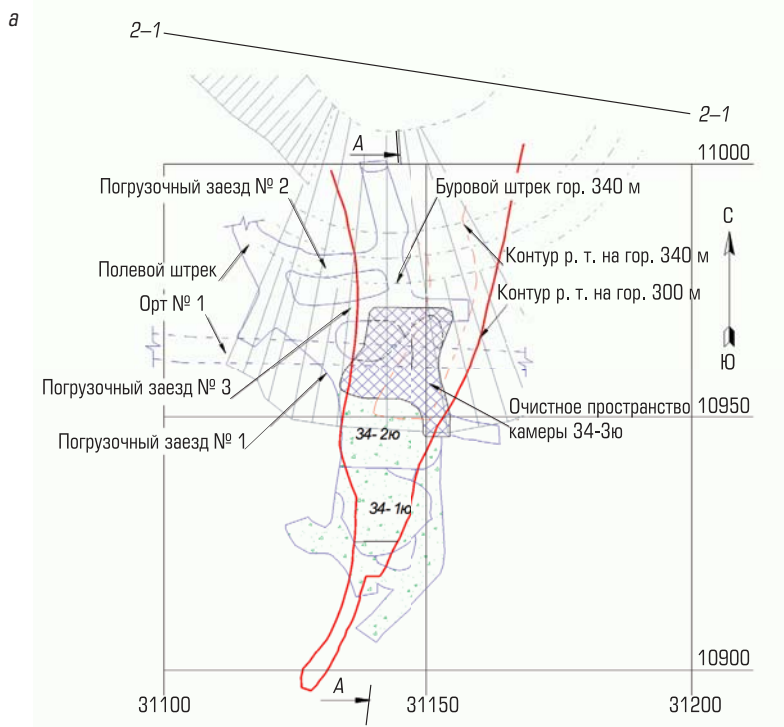


выработок. По окончании каждого этапа анализировали состояние горных работ и выработок; устойчивость бортов карьера на участке южной «выклинки»; состояние рудного массива и прилегающих пород; другие факторы.

По результатам анализа уточняли последовательность продолжения работ, в проектную документацию вносили необходимые корректировки, направленные на обеспечение безопасности и полноты выемки руды.

**Этап 1 (выемка запасов выше гор. 300 м)** включал следующие конструктивные элементы системы разработки (рис. 2):

- комплекс вентиляционных и буровых выработок на гор. 300 м (см. рис. 2, а);



- очистное пространство камеры 34-3ю, используемое в качестве компенсационного пространства при отбойке руды и ее перепуска к выпускным выработкам на гор. 340 м (см. рис. 2, б);

- комплекс выпускных выработок, подводящих к камере 34-3ю на гор. 340 м;
- вентиляционный восстающий, соединяющий гор. 300 и 220 м.

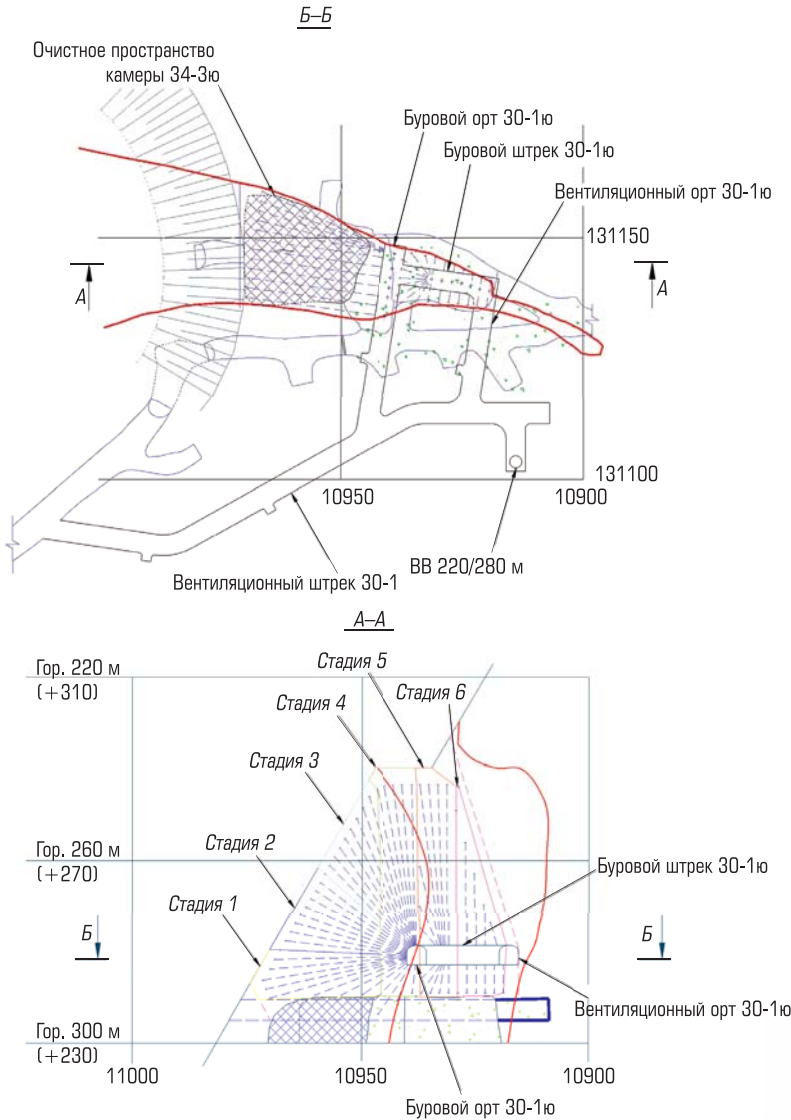
Обустройство камеры проводили с гор. 300 м веерами скважин из бурового орта 30-1ю и бурового штрека 30-1ю (рис. 3). Почва камеры на этапе 1 располагалась на уровне гор. 300 м. Очистную выемку в опытной камере разделяли на две части: вначале отбивали запасы руды, разбуренные из орта 30-1ю на очистное пространство отработанной камеры 34-3ю, в последующем разбуренные из штрека 30-1ю — на пространство карьера. Запасы камеры отбивали в 6 стадий с равными по объему взрывами. Особое внимание при производстве взрывных работ уделяли подбору длины зарядов в скважинах вееров для исключения подбоя смежных зарядов и сохранения бурового орта 30-1ю, который погашали на 4-й стадии отбойки руды в камере. Расстояние между концами скважин в веере и ЛНС между веерами 1,8 м, диаметр скважин 89 мм, удельный расход ВВ 1,3 кг/м<sup>3</sup>.

В качестве критериев оценки влияния взрывов на прилегающие массивы приняты радиусы зон дробления и трещинообразования. При расчете размеров этих зон учитывали параметры БВР, а также характеристики пород и руд в зоне взрывной отбойки. По результатам оценки зон разрушения

**Рис. 2. Совмещенный план гор. 220 и 300 м (а) и конструктивное оформление системы разработки законтурных запасов на этапе 1 (б)**

**Таблица 3. Расчетные значения радиусов зон воздействия взрыва на массив при различных зарядах ВВ в группе (этап 1)**

Массив горных пород	Направление действия взрыва	Радиусы зоны дробления $r_{др}$ , м			Радиусы зоны трещинообразования, $r_{тр}$ , м		
		Масса ВВ в группе, кг					
		1600	800	500	1600	800	500
Медно-цинковые сплошные руды	Боковое	1,8	0,9	0,6	7,4	4,4	3,0
Медно-цинковые сплошные руды	Фронтальное	3,0	1,7	1,1	8,5	5,8	4,4
Миндалекаменные базальты	То же	3,0	1,7	1,1	8,5	5,6	4,4
Метасоматиты околорудной зоны	—	2,8	1,6	1,0	8,9	6,2	4,7



**Рис. 3. Подготовка и постадийная отбойка запасов руды на этапе 1**

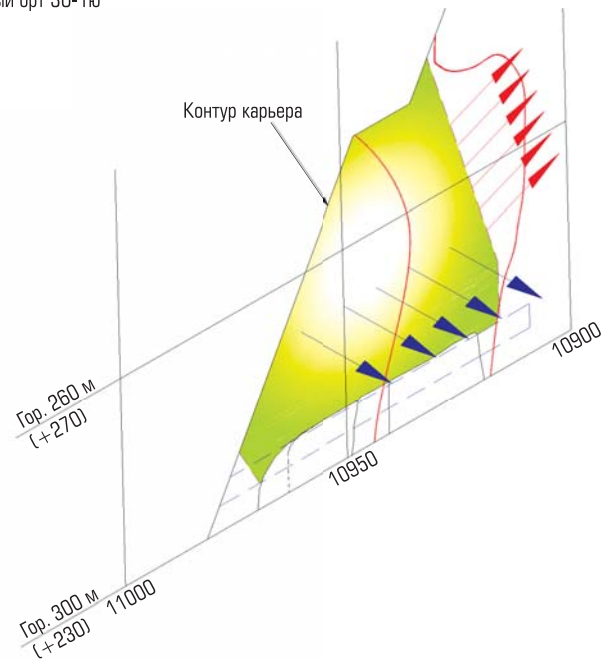
ни замедления с массой заряда в группе 800 кг и с разделением веера на 3 ступени замедления с массой заряда в группе 500 кг (табл. 3).

Для снижения радиуса дробящего воздействия взрыва на массив отбойку руды проводили группами с разделением заряда одного веера на две ступени замедления с интервалом не менее 20 мс, при этом скважины не добуривали до границы отбиваемого слоя руды на 1 м. Отклонение скважин от проектного положения не превышало 0,2 м. Учитывая значительное фронтальное действие взрыва, разбуренные на контакте выемочной камеры с вмещающими породами на западном и восточном контактах рудного тела вееры скважин не заряжали. Они выполняли роль экрана, частично защищая массив прилегающих к камере пород от воздействия массовых взрывов.

Основные запасы отбитой руды на этапе 1 отгружали на гор. 340 м через очистное пространство камеры 34-3ю с помощью ПДМ Того-400, Того-1400, ЛН-514, оборудованных системой дистанционного управления «Торотел». После выемки запасов этапа 1 произошло прогнозируемое разрушение нижних уступов южного

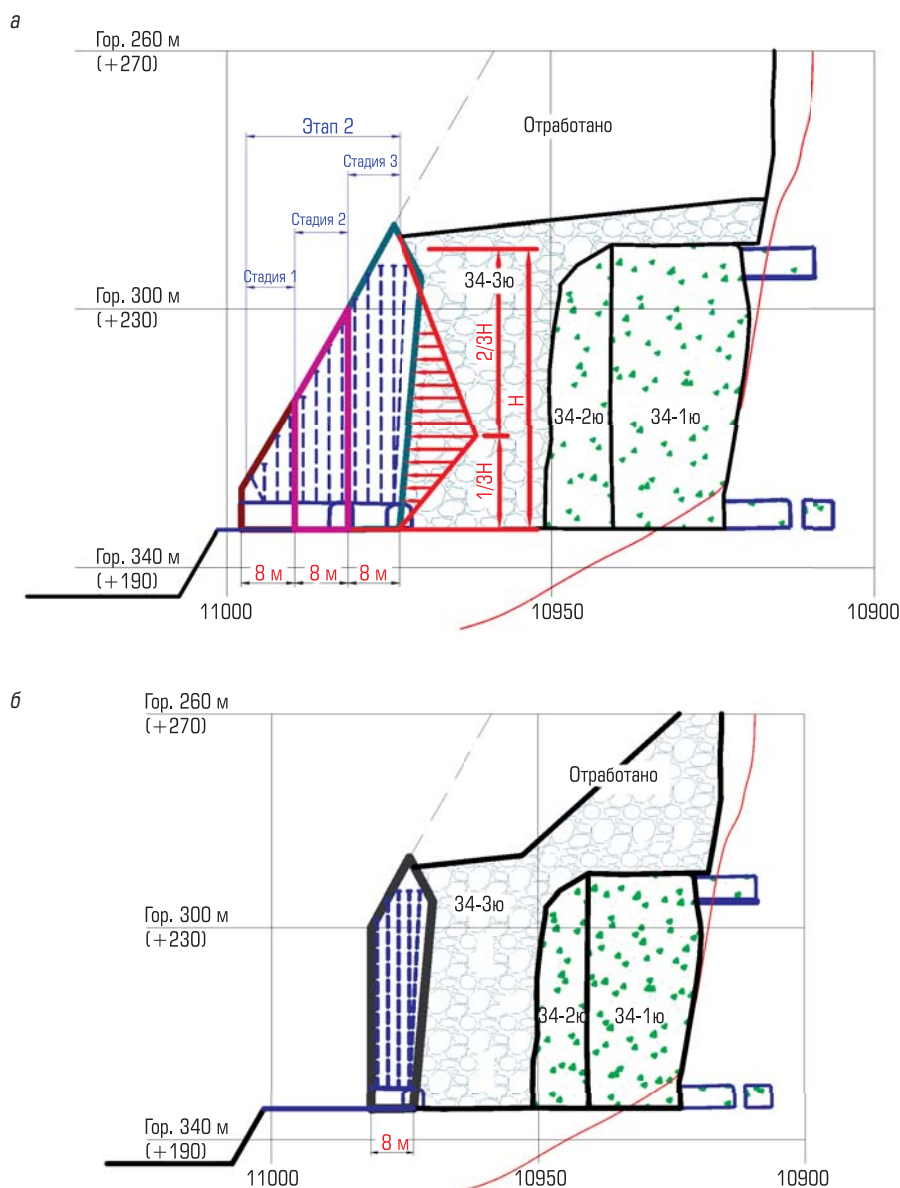
и деформаций, устанавливали влияние различных масс зарядов в группе на прилегающие массивы. Скорость прохождения упругих волн в массиве принимали по результатам ранее проведенных институтом работ (табл. 2).

Радиусы зон разрушения и деформаций определяли в различных плоскостях действия взрыва — фронтальной и боковой (рис. 4). Максимальная масса взрываемого в одном веере ВВ принята с учетом разделения на стадии отбойки руды (см. рис. 3) и составила порядка 1600 кг в стадии 4 при размере веера 35×9 м (высота × ширина). Расчеты радиусов зон дробления и трещинообразования при воздействии взрыва на прилегающий к данному участку массив выполнены для следующих трех вариантов: при мгновенном взрывании веера с массой заряда в группе 1600 кг; с разделением веера на 2 ступе-



—▶ Фронтальное действие взрыва  
—▶ Боковое действие взрыва

**Рис. 4. Фронтальное и боковое воздействие взрыва на прилегающие массивы (к расчету радиусов зон дробления и трещинообразования)**



**Рис. 5. Стадии выемки запасов руды на этапе 2 (а) и схема отбойки временного рудного предохранительного целика (стадия 3) на выброс в карьерное пространство (б)**

борта карьера в районе участка работ, очистное пространство камеры 34-3ю заполнилось пустой породой.

**На этапе 2** в отметках гор. 300–340 м подлежало выемке рудное тело, граничащее с северной стороны с карьерным пространством, с южной — с камерой 34-3ю (рис. 5). Участок по простиранию был разделен на три стадии отработки. На 1-й и 2-й стадиях отбивали на карьерное пространство под защитой оставшегося рудного целика, ограждающего очистной забой от обрушенных пустых пород, находящихся в камере 34-3ю. Целик подлежал отработке на последней — 3-й стадии.

Рудный целик в данном случае рассматривали как подпорную вертикальную стенку, воспринимающую неравномерно распределенную изгибающую нагрузку от веса горной массы, заполнившей камеру 34-3ю (см. рис. 5, б). По результатам расчетов толщина

рудного целика из условия его устойчивости принята 8 м (расчетная схема показана на рис. 5, а). Во избежание нарушения целостности целика взрывные работы по отбойке руды на 1-й и 2-й стадиях проводили с ограничением зарядов ВВ.

Очистную выемку начинали с обрушивания камеры восходящими веерами скважин из ранее пройденных выработок гор. 340 м. Перед началом отбойки руды в карьере сформировали ровную площадку на уровне гор. 340 м. Отгрузку отбитой руды проводили из подземных выработок и карьерного пространства с использованием ПДМ Caterpillar R2900G, оборудованной системой дистанционного управления типа «Торотел». После отгрузки руды стадий 1 и 2 осуществляли отбойку временного рудного целика (стадия 3). Для снижения разубоживания руды взрывание вееров скважин проводили направленным взрывом на выброс в карьерное пространство.

Всего на опытно-промышленном участке добыто около 90 тыс. т высококачественной руды с плановыми показателями потерь и разубоживания. Результаты ОПР подтвердили расчетные (проектные) параметры и технологии БВР, выемки и отгрузки руды, а также в целом обоснованность основных конструктивных решений и принятой системы разработки остаточных законтурных запасов Учалинского месторождения, с сохранением устойчивости подработанного борта карьера.

*Библиографический список:*

1. Черный Г. И. Устойчивость подрабатываемых бортов карьеров. — М.: Недра, 1980. — 216 с.
2. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. — Л.: ВНИИМ, 1972. — 165 с.
3. Исследование вопросов устойчивости бортов Сибайского и Учалинского карьеров при доработке месторождений открытым и подземным способом. Отчет о НИР. — Свердловск: Унипромедь, 1985. — 86 с.
4. Каплунов Д. Р., Калмыков В. Н., Рыльникова М. В. Комбинированная геотехнология. — М.: Издательский дом «Руда и Металлы», 2003. — 560 с.



5. Волков Ю. В. Системы разработки подземной геотехнологии медно-колчеданных месторождений Урала. — Екатеринбург : ИГД УрО РАН, 2001. — 198 с. ГЖ

Баранов Сергей Владимирович,  
e-mail: upr\_baranov\_sv@ugok.ru  
Гольцов Всеволод Владимирович,  
e-mail: upr\_goltsov\_vv@ugok.ru

Шарипов Ильдар Хакимжанович,  
e-mail: gg\_sharipov\_ih@ugok.ru  
Семиряков Вадим Борисович,  
e-mail: upr\_semiyakov\_vb@ugok.ru  
Котенков Алексей Владимирович,  
e-mail: gpgr@umbr.ru

## ORE EXTRACTION BEYOND ULTIMATE PIT LIMIT IN THE SOUTH WALL OF UCHALINSKY OPEN-PIT MINE

**Baranov S. V.**<sup>1</sup>, Director of Underground Mine, e-mail: upr\_baranov\_sv@ugok.ru

**Goltsov V. V.**<sup>1</sup>, Chief Engineer of Underground Mine

**Sharipov I. Kh.**<sup>1</sup>, Deputy Head of Production and Technical Department for Blasting

**Semiryakov V. B.**<sup>1</sup>, Head of Engineering Department of Underground Mine

**Kotenkov A. V.**<sup>2</sup>, Deputy Head of Department for Mining Science

<sup>1</sup> Uchalinsky Mining and Processing Integrated Works JSC (Uchaly, Russia)

<sup>2</sup> Uralmekhanobr JSC (Ekaterinburg, Russia)

Currently Uchaly deposit represented by a steep lenticular continuous sulphide ore body is mined with the combination of open and underground methods. In the South pitwall (South lens out) beyond the ultimate pit limits, the geological ore reserves amount to 90 thou t. At the stage of depletion of the open-pit mine, it was decided to extract the said geological reserves. It was required to find a technology such that to prevent from the pit wall caving, mine safety inhibition, loss of reserves and significant dilution of the extracted ore.

The satisfying technology was developed—the extraction site was divided into two mining stages: the first stage was above Level 300m and the second stage was the Level 300–340m; mining was carried out with open chambers toward the open-pit mine.

Stage I ore was stepwise broken toward the compensation chamber 34-3yu, preliminary mined-out without backfilling on Level 300–340m (steps 1–4), and toward the open-pit mine (steps 5–6). Ore handling was executed by remote-control load-haul-dumpers in haulage roadways in the chamber 34-3yu. After stage I ore had been extracted, the adjacent rock mass partly lost its stability, and the unbackfilled chamber was filled with caved rocks from lower benches of the open-pit mine. On the whole, the pit wall retained its stability.

Stage II ore extraction in sublevel of Level 300–340m (between the stripped area and the chamber 34-3yu filled with caved barren rock) involved a protection pillar set at the interface with the barren rock. The ore was stepwise (steps 1–2) broken toward the open-pit mine and handled by the remote-control load-haul-dumpers.

The ore in the protective pillar at the caved barren rock in the chamber 34-3yu was broken at the final step (step 3) by a directed blast toward the open-pit mine.

Thus, the South lens-out reserves were extracted with keeping the south pit wall in stable state.

**Key words:** open-and-underground mining method, reserves beyond the ultimate pit limits, room-and-pillar mining system, stages, drilling-and-blasting parameters and stages, extraction-and-loading operations, retention of the undermined pit wall stability.

## REFERENCES

1. Chernyy G. I. *Ustoychivost podrabatyvaemykh bortov karerov* (Stability of underworked pit edges). Moscow : Nedra, 1980, 216 p.
2. *Metodicheskie ukazaniya po opredeleniyu uglov naklona bortov, otkosov ustupov i otvalov stroyashchikhsya i ekspluatiruemykh karerov* (Methodical regulations on definition of slope angles of edges, bench slopes and dumps of constructed and exploited open pits). Leningrad : Research Institute of Mining Geomechanics and Mine Surveying, 1972, 165 p.
3. *Issledovanie voprosov ustoychivosti bortov Sibayskogo i Uchalinskogo karerov pri dorabotke mestorozhdeniy otkrytym i podzemnym sposobom. Otchet o nauchno-issledovatel'skoy rabote* (Research of problems of stability of edges of Sibay and Uchaly open pits with modification of deposits by open-cast and underground method. Report about scientific-research work). Sverdlovsk : Unipromed, 1985, 86 p.
4. Kaplunov D. R., Kalmykov V. N., Rylnikova M. V. *Kombinirovannaya geotekhnologiya* (Combined geotechnology). Moscow : «Ore and Metals» Publishing House, 2003, 560 p.
5. Volkov Yu. V. *Sistemy razrabotki podzemnoy geotekhnologii mednokolchedannykh mestorozhdeniy Urala* (Systems of development of underground geotechnology of Ural copper-sulphide deposits). Ekaterinburg : Institute of Mining of Ural Department of Russian Academy of Sciences, 2001, 198 p.