

Кроме этого, по результатам моделирования смесей на сдвиг в соотношении песчано-глинистых пород и смесей с размерами до 5 мм; 1:1, 1:2, 2:1 и 3:1 ( см. табл. 2) получены зависимости сопротивления сдвигу смеси от нормальных нагрузок (от 0,25 до 3,5 МПа) в призме возможного оползания.

При построении поверхностей скольжения с заглублением в основание на 12 и 27 м (в соответствии с обобщенным инженерно-геологическим разрезом) использованы следующие показатели: угол наклона основания до 3°; максимальная ширина призмы возможного оползания - 54 м; ширина выпора основания отвала - 10 м; углы излома  $\theta$  и  $\psi$  криволинейной поверхности скольжения на контакте с поверхностью основания - 17 и 2°; соответственно - вертикальная трещина отрыва призмы оползания - 10 м.

Графо-аналитические расчеты устойчивости отвала № 2 с учетом складирования мягкой и скальной вскрыши в соотношении (%): 30:70 на гор. (+70) м и 60:40 на гор. (+90)...(+210) м показывают, что расчетные величины коэффициентов запаса соответствуют нормативному значению, равного 1,3 (приведен расчет по одной из наиболее слабых поверхностей скольжения в табл. 3).

Таблица 3

Расчет устойчивости южного борта отвала № 2 методом алгебраичного сложения допускаемых и действующих касательных напряжений при высоте отвала 180 м угле наклона борта 14°,5 с коэффициентом запаса  $n=1,2$ .

№ п/б	$\gamma, \text{т/м}^2$	h, м	$\gamma \cdot h$	X, град.	$\cos^2 \alpha$	$\sigma_d, \text{т/м}^2$	$\tau_{уд}, \text{т/м}^2$	$l_1, \text{м}$	$\tau_{уд} \cdot l_1$	$\sin 2\alpha, \text{град.}$	$\tau_{ед}$	$\tau_{ед} \cdot l_1, \text{т/м}^2$
1. Расчетные блоки в отвальном массиве с соотношением 1,5:1												
1	2,65	28	74	57,3	0,2918	22	13	72	936	0,9063	34	2448
2	2,60	69	179	51	0,3960	71	28	25	700	0,9781	88	2200
3	2,56	80	205	46,5	0,4739	97	35	28	980	0,9986	102	2856
4	2,57	92	237	40	0,5868	139	40	32	1280	0,9848	116	3712
5	2,59	110	284	35	0,6711	190	40	32	1280	0,9397	133	4256
6	2,59	120	311	31	0,7348	228	40	39	1560	0,8829	137	5343
7	2,59	125	324	29,5	0,7576	245	40	23	920	0,8572	139	3197
2. Расчетные блоки в отвальном массиве яруса гор. (+70) м с соотношением 1:2,33												
8	2,60	134	348	20	0,8830	307	40	29	1740	0,6428	112	3248
3. Расчетные блоки слабого основания отвала												
9	2,58	145	374	15,5	0,9285	*345	60	40	2400	0,5150	96	3840
10	2,50	74	185	3	0,9833	*182	60	502	29116	0,1045	10	5020
* – напряжение с учетом $\sum_{i=1}^{10}$						Удерживающих $\tau_{уд}$			40412 тс		n=1	36120
гидродинамического давления грунтовых вод $\sum_{i=1}^{10}$						Сдвигающихся $\tau_{ед}$			36120 тс			

Рукопись поступила в редакцию 31.03.12

УДК 622.646+622.73

Д.А. ФЕДОРОВСКИЙ, К.Ю. ХАБЛО, Д.И. ГЕРМАН, Н.Г. АРТЕМЬЕВА  
ГП «ГПИ «Кривбасспроект».

### ПРОЕКТНЫЕ РЕШЕНИЯ ПО РЕМОНТУ РУДОСПУСКА И ПРИЕМНОГО БУНКЕРА В КАМЕРЕ ДРОБЛЕНИЯ №2 ДРОБИЛЬНО-БУНКЕРНОГО КОМПЛЕКСА СКИПОВОГО СТВОЛА РУДНИКА «СЕВЕРНЫЙ» ОАО «КОЛЬСКАЯ ГМК»

Выполнен анализ причин разрушения приёмного бункера и рудоспуска в камере дробления №2 . Изложены проектные решения по ремонту приёмного бункера и рудоспуска. Дан обзор технологических схем ДБК, применяемых на шахтах Кривбасса.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** При разработке месторождений полезных ископаемых увеличение размеров кондиционного куска до 750-1000 мм позволяет снизить трудоемкость выпуска, доставки и транспортирования руды, сократить объем взрывных работ на горизонте выпуска, разрядить сетку скважин при массовой отбойке. Вследствие этого сокращается удельный расход скважин, расход ВВ на отбойку и вторичное дробление, увеличивается выход руды с 1 м скважины, снижается себестоимость буровзрывных работ, увеличивается производительность

труда рабочего. Однако при этом увеличивается нагрузка на перегрузочные узлы, ускоряется износ материалов их футеровки, усугубленный большой высотой рудоспусков, высокой крепостью и абразивностью руды и вмещающих пород. Эти факторы требуют усиления мест перегрузки, новых технологических и конструктивных решений их устройства, обеспечивающих простоту монтажа и возможность проведения ремонтов, применение новых материалов для футеровки, обладающих повышенной прочностью и износоустойчивостью.

**Анализ исследований.** В настоящее время Кольская ГМК осуществляет переход от открытого способа разработки Ждановского месторождения медно-никелевых руд к подземному.

Геологические запасы, подлежащие выемке в границах шахтного поля подземного рудника «Северный», определены бортовым содержанием никеля 0,4 % и ограничены сверху конечным дном карьера, снизу - абсолютной отметкой -430 м.

Средняя мощность рудных тел составляет 22,8 м, а средний угол падения 40°.

Институтом «Гипроникель» была рекомендована система разработки с поэтажным принудительным обрушением руды и вмещающих пород с торцовым выпуском руды.

Показатели извлечения рудной массы при торцовом выпуске зависят от ширины и высоты выпускного отверстия (забоя), толщины слоя и объема отбиваемой за один прием руды, направления фронта работ, числа одновременно работающих «точек» выпуска и других параметров.

Достигнутая производительность рудника 6,0 млн т руды в год. Руда по горизонтам доставляется в камеры разгрузки при помощи самоходного оборудования - самосвалами «TORO-40» и «MT-436» грузоподъемностью по руде - 30 т, по породе - 25 т. По гор. -320 м руда вагонами с донной разгрузкой откатывается в скиповой рудвор скипового ствола, где разгружается и по рудным восстающим №1 и №2 перепускается на гор. -440 м и далее в камеры дробилок №1 и №2. После дробления руда поступает в дозаторные установки, загружается в скипы и выдается на поверхность.

На гор. -465 м установлены две дробилки С-140 фирмы «Metso Minerals» производительностью 495 м<sup>3</sup>/час каждая. На дробилки руда подается виброгрохотами, а на них из приёмного бункера пластинчатыми питателями 1-18-60.

В настоящее время примыкание рудоспуска к камере дробилки №2 на гор. -465 м пришло в аварийное состояние и продолжает разрушаться.

Таблица 1

Характеристика горной массы

Материал	Влажность, %	Кондиционный кусок, мм	Крепость по Протодяконову	Коэффициент разрыхления	Плотность, т/м <sup>3</sup>	Насыпная плотность, т/м <sup>3</sup>
Руда	3,0	900	10...14	1,6	2,95	1,84
Порода	3,0	400	5...20	1,5	2,80	1,86

Таблица 2

Крепление камеры дробилки

Участок крепления	Анкерами		Железобетоном		
	длина, м	шаг, мм	толщина, мм	арматура	
				Ø, мм	шаг, мм
Стены	2,2...1,5	1,5	600	16; 20	500
Свод	1,0	1,0	450	16; 20	450
Примыкание рудоспуска	-	-	350	16; 20	350

**Постановка задачи.** Необходимо найти технические решения по ремонту рудоспуска и приемного бункера, обеспечивающие минимальные сроки остановки производства и позволяющие производить последующие ремонтные и профилактические работы.

**Изложение материала и результаты.** Причины, вызвавшие разрушение свода камеры дробилки №2 в месте примыкания рудоспуска видны из рис. 1:

отсутствие пластинчатого питателя на гор. -440 м под рудоспуском с гор. -320 м (по проекту он должен быть установлен) ;

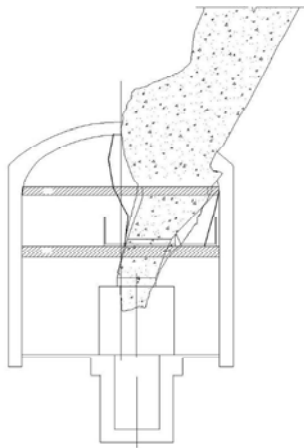


Рис. 1

примыкание рудоспуска к камере дробилки №2 не заармировано;  
 примыкание рудоспуска к своду камеры дробилки не вертикально, а под углом 60°;  
 отсутствие датчика уровня руды в рудоспуске (см. рис. 1).  
 Кроме того технологической схемой дробильно-бункерного комплекса было предусмотрено строительство камеры дробилки и камеры питателя дробилки одной ширины и сводом одной высоты ( $B=8,6$  м  $H=10,5$  м), что представляет удобство для обслуживания дробилки и питателя одним грузоподъемным средством, но предопределяет слишком большую высоту (7,5 м) металлического приемного бункера. Это обстоятельство в свою очередь предопределяет сложность монтажа и поддержания в работоспособном состоянии металлического приемного бункера. Учитывая то, что образующиеся завесания руды в рудоспуске ликвидируются при помощи взрывания зарядов, возникает еще и опасность разрушения металлического приемного бункера от взрывных работ. Для того, чтобы остановить разрушение свода камеры дробилки в месте примыкания рудоспуска, руднику были предложены несколько вариантов, из которых заказчик выбрал следующий.

Армирование рудоспуска производится в три этапа.

*Первый этап:*

в рудоспуске через каждые 1,2 м по высоте устанавливаются 4 рамы из двутавра №30 под углом 30° к горизонту, на которые крестом укладываются квадраты 150×150. Длинные концы рам заводятся в лунки;

для удержания квадратов во время монтажа предусмотрены направляющие стойки из двутавра №20. Стойки крепятся к рамам;

после укладки каждого венца квадратов, они обвариваются во всех местах соприкосновения друг с другом;

после наборки квадратов на высоту 2,4 м, со стороны висячей стенки рудоспуска за квадраты, опирающиеся на рамы, заводятся параллельно висячей стенке квадраты, которые будут закрывать место примыкания рудоспуска к своду камеры дробилки. Эти квадраты также обвариваются во всех местах соприкосновения;

далее наборка квадратов производится до высоты 3,6 м;

для сцепления с бетоном на всех квадратах с интервалом 0,7 м привариваются изогнутые стержни арматуры Ø12 мм длиной 0,7 м;

по окончании сварочных работ, проверяется их качество и производится бетонирование заармированной части рудоспуска.

*Второй и третий этапы:*

на этих этапах рамы и квадраты на них устанавливаются горизонтально с максимальным приближением к стенкам рудоспуска, также обвариваются и заливаются бетоном.

Для контроля уровня руды в рудоспуске рекомендуется к установке радиолокационный датчик уровня РДУ-2Х российского производства.

Существующий приемный бункер выполнен из листовой высокопрочной, износостойчивой стали Harbox 400  $\delta=20$  мм.

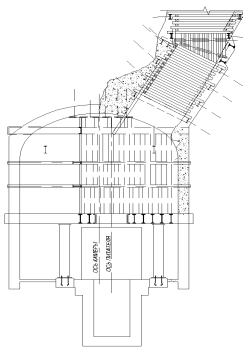


Рис. 2

Новый приемный бункер предусмотрено выполнить из листов такой же стали вокруг существующего, без остановки производства. Размеры и конструкция нового приемного бункера обеспечивают необходимые зазоры для сварочных работ и учитывают необходимость временного сохранения несущих конструкций существующего бункера (рис. 2).

**Выводы.** Технологические схемы дробильно-бункерных комплексов, проектируемые институтом «Кривбасспроект» таковы, что высота камеры питателя дробилки составляет 3,5-4,1 м. Благодаря этому высота металлического приемного бункера составляет всего 2-2,5 м. Примыкание рудоспуска к камере питателя дробилки (именуемое точкой) выполняется вертикальным на высоту 2,5 м и армируется квадратами 150×150,

установленими горизонтально вщільнюють. Квадрати укладаються на раму з двутавра №36С или №40. В нижній частині течки рудоспуску встановлюється рама, не з'єднана з конструкціями армування течки рудоспуску, на якій кріпляться болтами футеровочні плити, заміняємі по мірі износу новими. К цій же рамі кріпляться металоконструкції прийомного бункера.

Для контролю за рівнем руди в течці передбачена установка ізотопних датчиків. Датчики встановлюються за квадратами, в вертикальних металічних коробах і по мірі необхідності можуть замінюватися новими. Прочна конструкція армування течки рудоспуску дозволяє виробляти вибухові роботи в ній.

В описуваній роботі інституту вдалося вирішити проблеми по ремонту рудоспуску і прийомного бункера в камері дроблення №2 гор. -465 м у скипового ствола рудника «Северний» Кольської ГМК завдяки знайденим конструктивним рішенням, забезпечуваним також мінімальні терміни зупинки виробництва і дозволяючим виробляти далішні ремонтні і профілактичні роботи.

#### *Список літератури*

1. В. С. Болкисев, В. Л. Колибаба, Н. Т. Шереметьев, В. С. Болкисев, Ю. Е. Чечельницький, И. З. Литвин. Сооружение подземных дробильных комплексов на горнорудных предприятиях. Москва «Недра», 1985. - 243 с.

2. ПБ 03-563-03 «Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом». - Москва. - «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2004.

3. «Положение о составе разделов проектной документации и требованиях к их содержанию». - Москва, 2008.

4. Савич И. Н., Волков В. Н., Удалов А. Е., Павлов А. А. Оптимизация конструктивных и технологических решений при подземной разработке медно-никелевых руд Ждановского месторождения. - Горный журнал. - №11. - Москва, 2011.

Рукопись поступила в редакцию 31.03.12

УДК.622.268.8

О.С. НЕСТЕРЕНКО, канд. техн. наук, доц., Д.С. МІНОВ, магістрант  
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

### **ОПТИМІЗАЦІЯ ТИПУ І ПАРАМЕТРІВ КРІПЛЕННЯ СКЛЕПИСТОЇ ЧАСТИНИ КАМЕРИ**

У даній статті розглядається питання щодо зменшення витрати матеріалів та часу при кріпленні склепінної камери великого поперечного перерізу за рахунок зміни форми склепінної частини шляхом її підняття.

**Проблема та її зв'язок практичними завданнями.** При спорудженні камер великого поперечного перерізу використовується набагато більше матеріалів і часу ніж при будівництві звичайних виробок. Особливої уваги заслуговує спорудження склепінної частини камери, так як, цей процес є одним найскладніших та трудомістких завдань. На даному етапі розвитку людства широко використовуються ці камери отже, спорудження та закріплення склепінної частини камери є актуальним.

**Аналіз досліджень та публікацій.** Підземні камери використовуються в ряді галузей промисловості, причому вони мають дуже великі розміри перерізу. Деякі підземні камери (особливо машинні зали підземних ГЕС та ГАЕС) досягають досить великих площ перерізів (до 1500 м<sup>2</sup> і більше). Спорудження подібних камер відрізняється значною складністю. Для правильного їх розміщення в товщі гірських порід і успішного здійснення робіт з їх будівництва необхідно попереднє ретельне вивчення інженерно-технічних і геологічних властивостей масиву і порід з яких він складається.

Докладне вивчення інженерно-геологічних особливостей масиву, як підставу для вибору найбільш раціональної технологічної схеми споруди камери, часто здійснюється шляхом проведення для цих робіт спеціальних дослідницьких виробок. Доцільно при цьому ці виробки розташовувати поблизу проєктованих камер і приблизно на тому ж рівні. Ці виробки як підхідні та будівельні в подальшому можуть бути використані при спорудженні камер.

Підземні камери великого поперечного перерізу широко використовуються в народному господарстві. Такі камери намагаються розташовувати в міцних стійких породах, надаючи їм склепінної форми поперечного перерізу.