

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»



Кафедра горного дела



**XI Международная научно-техническая конференция
«ИННОВАЦИОННЫЕ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ
РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ»**

7 – 8 апреля 2022 г.
Сборник докладов

Ответственный за выпуск
доктор технических наук, профессор Н. Г. Валиев

Екатеринбург
2022

М 44

Председатель:

Валиев Н. Г. – зав. кафедрой горного дела УГГУ, д-р техн. наук, профессор

Сопредседатели:

Соколов И. В. – директор ИГД УрО РАН, д-р техн. наук

Лель Ю. И. – зав. каф. разработки месторождений открытым способом УГГУ,
д-р техн. наук, профессор

Пропп В. Д. – зам. зав. каф. горного дела УГГУ, канд. техн. наук, профессор

Волков М. Н. – зав. каф. шахтного строительства УГГУ, канд. техн. наук, доцент,
декан горно-технологического факультета

Оргкомитет:

Демин В. Ф. – проф. каф. «Разработка МПИ» КарГТУ (Республика Казахстан),
д-р техн. наук

Заворницын В. В. – начальник Управления развития и реализации инвест. проектов
горнорудных предприятий ОАО «УГМК»

Набиуллин Ф. М. – генеральный директор ООО «Березовский рудник»

Жээналиев М. С. – генеральный директор ООО «Куранды Девелопинг»
(Киргизская Республика)

Колесников А. А. – главный инженер АО «Сибирь-Полиметаллы»

Салахиев Р. Г. – главный инженер ПАО «Ураласбест»

Здоровец И. Л. – главный инженер артели старателей «Нейва»

Арефьев С. А. – доц. кафедры горного дела УГГУ, канд. техн. наук, доцент

Печатается по решению Редакционно-издательского совета Уральского
государственного горного университета

Оргкомитет не несет ответственности за содержание опубликованных материалов
Эта книга или ее часть не могут быть воспроизведены в любой форме без письменного
разрешения издателей

М 44

XI Международная научно-техническая конференция «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений», г. Екатеринбург, 7–8 апреля 2022 г. (Уральская горнопромышленная декада, г. Екатеринбург, 4–13 апреля 2022 г.): сборник докладов / Оргкомитет: Н. Г. Валиев (отв. за выпуск) и др.; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2022. 158 с.

Доклады XI Международной научно-технической конференции «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений» в рамках Уральской горнопромышленной декады в Уральском государственном горном университете посвящены обсуждению результатов фундаментальных и прикладных исследований по проблемам наук о Земле, вопросам, связанным с использованием компьютерных технологий в горном деле, внедрению новых методов геометризации и прогнозирования состояния геологической среды, повышению уровня подготовки горных инженеров.

Публикуемые материалы могут представлять интерес для студентов, аспирантов, профессорско-преподавательского состава вузов, реализующих программы высшего профессионального образования в области горного дела, а также для специалистов науки и производства горнопромышленного комплекса.

© Уральский государственный горный университет, 2022

© Авторы, постатейно, 2022

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ	5
РОЖКОВ А. А., БАРАНОВСКИЙ К. В., АНТИПИН Ю. Г., СМИРНОВ А. А., ДЬЯЧКОВ П. С. Учет геокриологических условий разработки золоторудных месторождений при обосновании параметров безопасности массового обрушения целиков.....	5
ШОХОВ С. О., ПРОПП В. Д., СТАРЦЕВ В. А. Определение эффективного варианта вскрытия рудной залежи «Северная-2 юго-восток» Октябрьского месторождения ПАО «ГМК «Норильский никель».....	11
ПРОПП В. Д., БЕРКОВИЧ В. Х., ВАЛИЕВ Н. Г., ШОХОВ С. О. Технология разработки мощных пологих и наклонных удароопасных рудных месторождений.....	20
КУЛЬМИНСКИЙ А. А., КОТЕНКОВ А. В., РУССКИХ И. Л. Технологические решения по отработке запасов глубоких горизонтов рудника «Мир»	25
ФЕКЛИСТОВ Ю. Г., ВАНДЫШЕВ А. М., ПОТАПОВ В. В. Инженерный расчет опорных целиков	36
ОТКРЫТАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ	43
ЛЕЛЬ Ю. И., ИСАКОВ С. В., ГЛЕБОВ И. А., ГАНИЕВ Р. С. Формирование нерабочих бортов при комбинированной схеме вскрытия глубоких кимберлитовых карьеров	43
ПОГОСЯН Д. К. Комбинированная геотехнология освоения рудных месторождений с размещением отвальных хвостов	51
ЖАРИКОВ С. Н., КУТУЕВ В. А., ВАСИЛЬЕВА Л. А. Обеспечение сейсмобезопасности при ведении открытых и подземных горных работ в условиях Сарбайского месторождения	55
СТЕНИН Ю. В., МАРТЫНОВ Н. В., ПРИЩЕПЕНКОВ Р. Ю. Буровые работы при подготовке пород к выемке на карьерах ЕВРАЗ «КГОК»	61
РЕГОТУНОВ А. С., СУХОВ Р. И., ГРАЩЕНКО Д. А. Результаты инструментального контроля процесса шарошечного бурения технологических скважин.....	66
УРУЙМАГОВ А. С. Опыт работы горного оборудования в условиях низких температур	70
ФЛЯГИН А. С., КУТУЕВ В. А., ЖАРИКОВ С. Н. Экспериментальные исследования детонации эмульсионного ВВ НПГМ с применением боевиков различных производителей.....	76
МЕНЬШИКОВ П. В., КУТУЕВ В. А., ЖАРИКОВ С. Н. Полигонные исследования детонации промышленного эмульсионного ВВ порэмит 1А	82
НАЗАРОВ И. В. О необходимости соблюдения границ горного отвода при проведении открытых горных работ	89
САНДРИГАЙЛО И. Н., АРЕФЬЕВ С. А., АМЕЛИН А. А., ШЕШУКОВА А. Е., КУЗНЕЦОВ А. М. Использование современного горного и транспортного оборудования при разработке Верхнероговского месторождения угля.....	94

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	100
ПОТАПОВ В. В., ПОТАПОВ В. Я., ТЕТЕРЕВ Н. А. Изучение гранулометрического состава и контрастность отбитого угля для задач повышения качества	100
ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ОБОРУДОВАНИЕ	107
ПОТАПОВ В. В., ПОТАПОВ В. Я., МАКАРОВ В. Н., СТЕПАНЕНКОВ Д. Д., КУЗНЕЦОВ А. М. Промышленная модель фрикционного сепаратора для технологии разделения угольного сырья	107
БОЧКОВ В. С., БОЧКОВА К. В. Применение мобильных добычных перерабатывающих комплексов при освоении труднодоступных месторождений	115
КОРОСТОВЕНКО В. В., МЕДВЕДЬ Н. В., МОРОЗОВА Е. Л., МОРОЗОВ В. Н. Промышленные исследования по изучению эффективности грохочения песков при внедрении в схему промывочных установок грохота ГИТ-32	119
ЮСУПОВ Т. И., УГОЛЬНИКОВ А. В. Причины снижения энергоэффективности режимов работы шахтных водоотливных установок, оборудованных центробежными насосами	123
КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ	126
БИЛИН А. Л., НАГОВИЦЫН Г. О. Алгоритм долгосрочного планирования горных работ на карьерах	126
РУССКИХ И. Л., СИДОРУК М. Р., ШЕВЛЯКОВ Е. В. Применение современного программного обеспечения при проектировании и планировании подземных горных работ	134
ГОЛОДКОВ Ю. Э., ЛАЗАРЕВ М. С. Актуальные направления в развитии автоматизированных систем управления горнодобывающих предприятий	140
ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ	144
БАБИЧ В. Н., СИРАЗУТДИНОВА Н. Б., ШАНГИНА Е. И. Основные идеи проективной плоскости	144
ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ	152
КИСЛЯКОВ В. Е., КАТЫШЕВ П. В., ЛИНЬКОВ Я. Е. Есть ли будущее у России в недрах Мирового океана?.....	152

УДК 622.235

УЧЕТ ГЕОКРИОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРАБОТКИ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИ ОБОСНОВАНИИ ПАРАМЕТРОВ БЕЗОПАСНОСТИ МАССОВОГО ОБРУШЕНИЯ ЦЕЛИКОВ

РОЖКОВ А. А., БАРАНОВСКИЙ К. В., АНТИПИН Ю. Г., СМИРНОВ А. А.,
ДЬЯЧКОВ П. С.

Институт горного дела УрО РАН

Аннотация. В условиях золотодобывающего рудника для массового обрушения междуэтажного и междукамерного целиков были выполнены расчеты границ опасной зоны по воздействию ударной воздушной волны. Установлена зависимость избыточного давления на фронте ударной воздушной волны от расстояния от места массового взрыва. С учетом того, что разработка месторождения ведется в условиях криолитозоны и отсутствия крепления горных выработок, в качестве руководящего выбрано расчетное значение избыточного давления на фронте ударной воздушной волны без учета местных сопротивлений.

Ключевые слова: золоторудное месторождение, штольня, целик, безопасность, массовое обрушение, ударная воздушная волна.

CONSIDERATION OF THE GEOCRYOLOGICAL CONDITIONS OF THE GOLD DEPOSITS MINING IN SUBSTANTIATION OF THE SAFETY PARAMETERS OF MASS PILLARS CAVING

ROZHKOVA A. A., BARANOVSKY K. V., ANTIPIN Y. G., SMIRNOV A. A.,
DYACHKOV P. S.

Institute of Mining UB RAS

Abstract. In the conditions of a gold mine for the massive collapse of the level and rib pillars, calculations were made of the boundaries of the hazardous zone by the impact of a shock air wave. The dependence of the overpressure at the front of the shock air wave on the distance from the place of the mass explosion has been established. Taking into account the fact that the mining of deposit is carried out in the conditions of the permafrost zone and the absence of support for mine workings, the calculated value of the excess pressure at the front of the shock air wave was chosen as the guideline, without taking into account local resistances.

Keywords: gold deposit, tunnel, pillar, safety, mass caving, air shock wave.

Золоторудное месторождение Ветренское расположено в пределах восточной окраины Верхне-Колымского нагорья, на водоразделе р. Колымы. Территория расположена в зоне сплошного распространения многолетнемерзлых пород (криолитозоне). Месторождение представлено сближенными рудоносными кварцевыми жилами, залегающими в сланцах. Вскрытие шахтного поля осуществлено несколькими штольневными горизонтами. Рудные тела, до настоящего времени находившиеся в отработке, залежали выше горизонта рудовыдачной штольни, пройденной в основании

горы. В результате геологоразведочных работ определено распространение нескольких частично отработанных рудных тел ниже горизонта рудовыдачной штольни.

Верхняя часть рудного тела «Х» наклонного падения ($35\text{--}45^\circ$) мощностью до 7 м ранее была отработана системой подэтажного обрушения. Горно-геологические условия залегания его нижней части значительно изменились – средние мощность и угол падения составили порядка 4 м и 70° , соответственно. При этом его протяженность в данных отметках превышает высоту этажа (50–60 м). В данных условиях, с учетом прогноза распространения запасов данного рудного тела, целесообразно перейти на его отработку системой подэтажных штреков [1–4]. Для осуществления данного перехода, с целью формирования открытого очистного пространства и предотвращения затекания обрушенных пород вышележащего блока, необходимо сформировать междуэтажный (МЭЦ) и междукамерный или междублоковый (МКЦ или МБЦ) целики [5, 6]. Таким образом, в связи с новыми для рудника горнотехническими условиями, было необходимо определить безопасные параметры дальнейшего массового обрушения данных целиков, что являлось актуальной научно-технической задачей.

После выемки основных запасов камеры производится массовое обрушение целиков [7–9]. Для обрушения МЭЦ проходится подэтажный полевой штрек с буровыми камерами по флангам. Из буровых камер производится бурение наклонных вееров скважин. Запасы МКЦ (МБЦ) разбуриваются аналогично камерным – веерами восходящих скважин (рис. 1) [10]. Выпуск руды целиков производится из погрузочных заездов днища камеры под обрушенными породами.

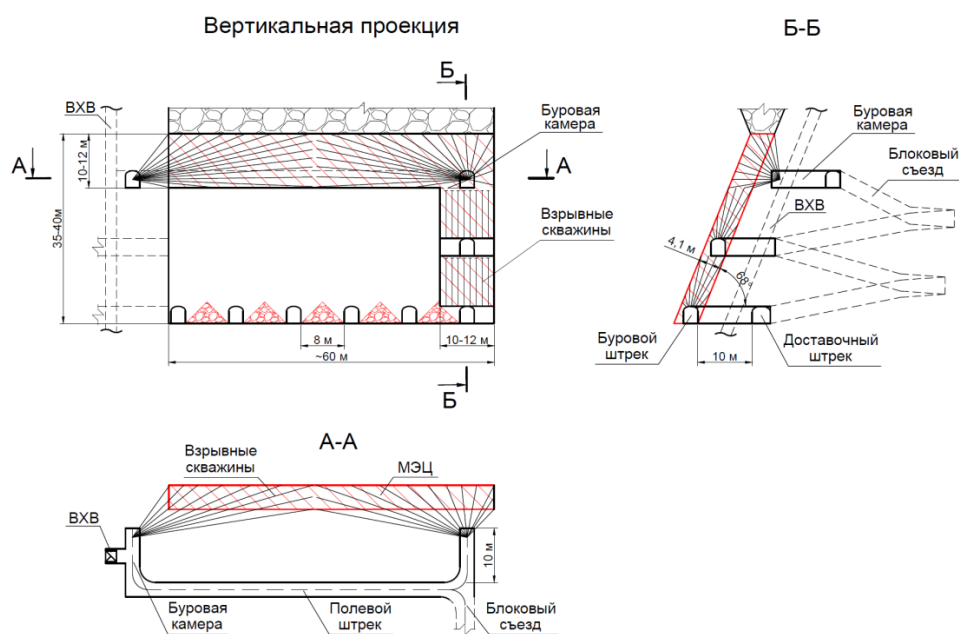


Рис. 1. Схема разбуривания МЭЦ и МКЦ

Основным поражающим фактором для людей является воздействие ударной воздушной волны (УВВ) [11]. В соответствии с действующими Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Правила безопасности

при производстве, хранении и применении взрывчатых материалов промышленного назначения» (ФНиП № 494) и «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (ФНиП № 505), для определения безопасных расстояний по воздействию УВВ, исключаящих травмирование людей при производстве взрывных работ в подземных горных выработках, необходимо определить значение избыточного давления на фронте УВВ.

Массовый взрыв МЭЦ и МКЦ будет проведен в непосредственной близости от горизонта штольни №11. Суммарный объем обрушаемых целиков составляет 4410 м³ (МЭЦ – 3180 м³, МКЦ – 1230 м³). Удельный расход ВВ принимается согласно действующих «Норм технологического проектирования ВНТП-13-2-93» по крепости руды ($f = 12-14$) и выходу негабарита (до 10 %) при размере кондиционного куска $c = 0,4$ м – $q_{ВВ} = 1,5$ кг/м³. При определении границ опасных зон действия УВВ на людей принимается вся масса взрывающего ВВ вне зависимости от используемых замедлений между зарядами. Таким образом, расчет будет производиться для массы ВВ $Q = 6615$ кг.

Избыточное давление на фронте УВВ для пород следует рассчитывать по формуле [11–13]:

$$\Delta P = \left(3410 \frac{Q_3}{R \Sigma S} + 794 \sqrt{\frac{Q_3}{R \Sigma S}} \right) e^{\frac{\beta R}{d}}, \quad (1)$$

$$Q_3 = Q \cdot Q_3, \quad (2)$$

$$Q_3 = 12 P d_{скв} K_3 N, \quad (3)$$

где ΔP – избыточное давление на фронте УВВ, кПа; Q_3 – масса одновременно взорванного эквивалентного заряда, кг; Q – масса одновременно взрывающего заряда, кг; Q_3 – коэффициент эквивалентности; $d_{скв}$ – диаметр скважин, м; K_3 – коэффициент, значение которого зависит от отношения длины свободной от заряда части скважины к ее диаметру; P – вместимость взрывчатых веществ 1 м скважины, кг; R – расстояние, пройденное УВВ от заряда до расчетной точки, м; ΣS – суммарная площадь поперечного сечения выработок, примыкающих к заряду ВВ, для которых производится расчет давления в УВВ, м²; e – основание натурального логарифма, $e = 2,71$; d – приведенный диаметр выработки, $d = 1,12 \cdot S^{0,5}$, м; β – коэффициент, учитывающий шероховатость поверхности выработок.

Поскольку выработок, по которым распространяется УВВ несколько, и они переменного сечения, их приведенный диаметр должен быть определен по формуле

$$d = \frac{d_1 + d_2 + \dots + d_n}{n}, \quad (4)$$

где d_1, d_2, d_n – приведенные диаметры соответствующих выработок, м; n – количество выработок.

Расчетные значения ΔP для направления распространения УВВ от места взрыва к устью рудовыдачной штольни без учета и с учетом местных сопротивлений (два

разведочных штрека с коэффициентами $\delta = 1,25$ каждый, транспортный уклон с коэффициентом $\delta = 1,2$) в зависимости от пройденного расстояния приведены на рис. 2.

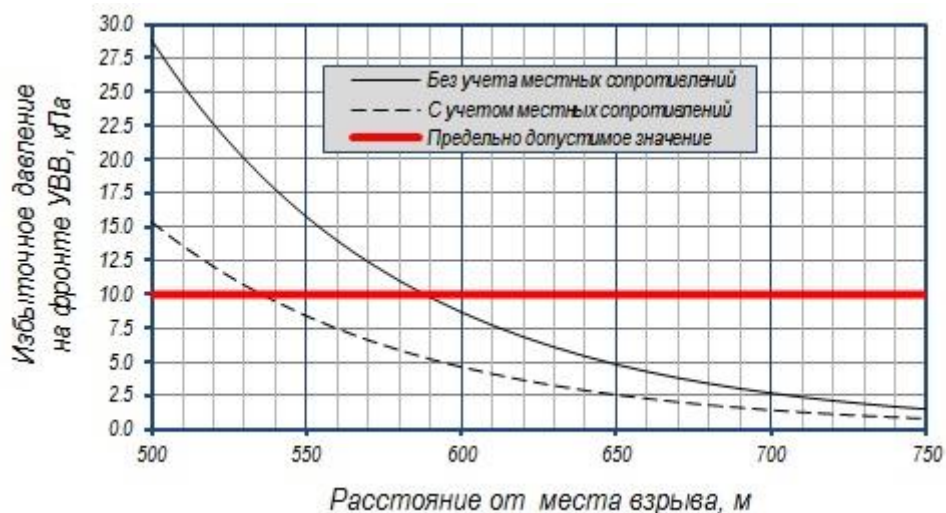


Рис. 2. Зависимость избыточного давления на фронте УВВ от расстояния от места взрыва

Устье рудовыдачной штольни находится на расстоянии порядка 600 м от места обрушения целиков. Из полученного графика видно, что на таком расстоянии значение ΔP не превышает предельно допустимого для людей значения. Однако, учитывая, что взрывные работы проводятся в условиях криолитозоны, т.е. отрицательных температур [14], в качестве основного следует принять расчетное значение без учета местных сопротивлений. Из соображений предотвращения несчастных случаев при массовом взрыве все люди выводятся на поверхность из рудника на расстояние не менее 50 м от устья штольни. Нахождение непосредственно напротив портала – запрещается. Инициирование зарядов обрушения целиков производится из укрытия с поверхности.

Применяемое самоходное (ПДМ, буровые станки, автосамосвалы) и стационарное (вентиляторы местного проветривания, смесительно-зарядные машины) оборудование на период проведения массового взрыва МЭЦ и МКЦ размещается в гаражах на поверхности или в горных выработках нижележащего гор. 615 м.

Коммуникации в примыкающих выработках представлены стальным воздухопроводом местного значения, при выпуске руды целиков ПДМ в силу отсутствия потребителей сжатого воздуха – более не используются. При предельно допустимом избыточном давлении на фронте УВВ для коммуникаций 60 кПа, расстояние от места обрушения МЭЦ и МКЦ на котором могут происходить повреждения местных коммуникаций – до 400 м.

Таким образом, для условий подземной разработки Ветренского золоторудного месторождения обоснованы параметры безопасности по действию УВВ при проведении массового взрыва по обрушению целиков. Для рассмотренных условий подземного рудника установлена зависимость избыточного давления на фронте УВВ от расстояния от места массового взрыва. Учитывая особенности распространения УВВ при отрицательных температурах и геокриологические условия месторождения

(расположение рудника в криолитозоне), предложено не учитывать при определении избыточного давления на фронте УВВ местные сопротивления.

ЛИТЕРАТУРА

1. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Никитин И. В., Рожков А. А., Соломеин Ю. М., Дедов О. Ю. Особенности подземной разработки Ветренского золоторудного месторождения // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2018. № 4. С. 12–22.

2. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Рожков А. А. Модернизация системы разработки маломощного месторождения богатых медноколчеданных руд // Устойчивое развитие горных территорий. 2020. Т. 12. № 3 (45). С. 444–453.

3. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Никитин И. В., Рожков А. А. Целесообразность подземной отработки малых кварцевых жил // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. 2018. Т. 16. № 2. С. 4–13.

4. Барановский К. В., Смирнов А. А., Рожков А. А., Ключев М. В. Повышение эффективности комбинированной геотехнологии жильных золоторудных месторождений // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2021. № 3. С. 117–129.

5. Avdeev A., Sosnovskaya E. Geomechanical conditions of veingold deposits in permafrost zone / E3S Web of Conferences: VIII International Scientific Conference Problems of Complex Development of Georesources (PCDG 2020). 2020. Vol. 192. 01026. DOI: 10.1051/e3sconf/202019201026

6. Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Рожков А. А., Ключев М. В. Обзор комбинированных систем подземной разработки рудных месторождений // Проблемы недропользования. 2020. № 3. С. 5–22.

7. Павлов А. М., Сосновская Е. Л. Обоснование параметров геотехнологий выемки целиков крутопадающих жильных месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 3. С. 15–19.

8. Тапсиев А. П., Фрейдин А. М., Филиппов П. А., Усков В. А., Неверов А. А., Артеменко Ю. В., Вдовин Г. К., Садабаев К. Т. Обоснование параметров и проведение крупномасштабного взрыва на Макмальском руднике в условиях сейсмоопасной высокогорной зоны Тянь-Шаньского хребта // Взрывное дело. 2012. № 108/65. С. 316–332.

9. Барановский К. В., Соломеин Ю. М., Антипин Ю. Г. Совершенствование технологии выемки запасов целиков и способа погашения выработанного пространства в условиях Кыштымского подземного рудника // Проблемы недропользования. 2018. № 1(16). С. 5–12.

10. Смирнов А. А., Рожков А. А. Исследования действия взрыва веера скважинных зарядов // Взрывное дело. 2018. № 119/76. С. 118–128.

11. Zharikov S., Kutuev V. On the Issue of Defining Safe Distances and Overpressure Under Impact of Shock Air Blast Wave (Magnesitovaya Mine) // E3S Web of Conferences.

VIII International Scientific Conference «Problems of Complex Development of Georesources» (PCDG 2020). 2020. Vol. 192. 01027.

12. Садовский М. А. Избранные труды: Геофизика и физика взрыва / М. А. Садовский; отв. ред. В. В. Адушкин. М.: Наука, 2004. 440 с.

13. Меньшиков П. В. Определение максимального избыточного давления на фронте ударной воздушной волны для условий взрывных работ на карьере «Восточный» АО «Медвежья гора» // Проблемы недропользования. 2020. № 2(25). С. 145–152.

14. Корнилков М. В., Шеменев В. Г., Меньшиков П. В., Сеницын В. А. Факторы, влияющие на интенсивность ударной воздушной волны при изменяющихся метеорологических условиях // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 7. С. 65–70.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОГО ВАРИАНТА ВСКРЫТИЯ РУДНОЙ ЗАЛЕЖИ «СЕВЕРНАЯ-2 ЮГО-ВОСТОК» ОКТЯБРЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПАО «ГМК «НОРИЛЬСКИЙ НИКЕЛЬ»

ШОХОВ С. О., ПРОПП В. Д., СТАРЦЕВ В. А.
Уральский государственный горный университет

Аннотация. На руднике «Комсомольский» заканчивается отработка оставшихся запасов богатых медистых руд Октябрьского месторождения. Для поддержания объема добычи богатых руд на определенном уровне необходимо вовлекать в отработку новые разведанные рудные залежи. Одной из таких является юго-восточный участок залежи «Северная-2», отнесенный к шахтному полю рудника и получивший название «Северная-2 юго-восток» (далее С-2юв). Для вскрытия этого участка залежи сконструированы безопасные и технически возможные варианты и проведена их сравнительная экономическая оценка для выбора наиболее эффективного.

Ключевые слова: вскрытие, рудник «Комсомольский», Октябрьское месторождение, залежь «С-2юв», богатые медистые руды, горно-капитальные работы, вид транспорта, дисконтированные затраты.

DETERMINATION OF AN EFFECTIVE OPTION FOR THE OPENING OF THE ORE DEPOSIT "NORTH-2 SOUTH-EAST" OF THE OKTYABRSKOYE DEPOSIT OF PJSC MMC NORILSK NICKEL

SHOKHOV S. O., PROPP V. D., STARTSEV V. A.
Ural State Mining University

Abstract. At the Komsomolsky mine, the mining of the remaining reserves of rich cuprous ores of the Oktyabrskoye deposit is nearing completion. To maintain the volume of extraction of rich ores at a certain level, it is necessary to involve new explored ore deposits in mining. One of these is the southeastern section of the Severnaya-2 deposit, referred to the mine field of the mine and called Severnaya-2 southeast (hereinafter S-2s). To open this section of the deposit, safe and technically feasible options were designed and their comparative economic evaluation was carried out to select the most effective one.

Keywords: stripping, Komsomolsky mine, Oktyabrskoye deposit, S-2yuv deposit, rich cuprous ores, capital mining, mode of transport, discounted costs.

Рудник «Комсомольский» отрабатывает запасы Октябрьского месторождения, которое расположено в 25–30 км северо-восточнее города Норильска. По характеру рельефа в районе выделяют горную и равнинную части. К горной части относятся юго-западные склоны и поверхность Хараелахского плато, расчлененные долинами рек и ручьев на отдельные массивы с абсолютными отметками вершин 400–600 м. Склоны крутые, обрывистые. Равнинная часть представлена холмистой поверхностью правобережья реки Норильской с абсолютными отметками поверхности от 40–70 м до 100–150 м. Климат района полярный, характеризуется продолжительной зимой, коротким безморозным периодом. Продолжительность непрерывного морозного периода составляет в среднем 243 дня.

Рудные тела Октябрьского месторождения имеют сложную форму и представлены в виде пластообразных и жильных образований. Протяженность рудных

залежей в среднем достигает 1,5 км, мощность колеблется в пределах от 5 до 46 м. Угол падения колеблется в пределах от 6–8° до 28°. Глубина залегания рудных тел составляет 600–900 м и более. Рудная зона отличается многоярусным строением и в его пределах выделяются самостоятельные типы руд: вкрапленные руды, сплошные руды, прожилково-вкрапленные руды, брекчие-видные. Руды крепкие, вмещающие породы различны – от устойчивых до малоустойчивых. Плотность руды и вмещающих пород составляет 3,81 т/м³ [1].

Экономику района определяет ЗФ ПАО «ГМК «Норильский Никель», организационно-производственная структура которого охватывает основные сферы деятельности: промышленное производство металлов (никеля, меди, кобальта, платиноидов, золота, серебра); капитальное строительство; научно-исследовательские и проектно-изыскательские работы; материально-техническое снабжение; железнодорожный и автомобильный транспорт; крупное портовое хозяйство; добычу каменного угля, цементного известняка, ангидрита и флюсового песчаника, строительных материалов.

Шахтное поле рудника «Комсомольский» вскрыто 7 вертикальными стволами, расположенными на флангах месторождения. Клетевой ствол (КС) пройден до отм. –721,7 м, скиповой ствол (СС) – до отм. –807 м, западный закладочный ствол (ЗЗС) – до отм. –687,3 м, юго-западный вентиляционный ствол (ЮЗВС) – до отм. –521,3 м, южный вентиляционный ствол (ЮВС) – до отм. –430 м, восточный вентиляционный ствол (ВВС) – до отм. –659 м, северный вентиляционный ствол (СВС) – до отм. –609 м. Подготовка шахтного поля – полевая. Порядок отработки осуществляется от центра к границам рудного тела по всей его длине.

В настоящее время горные работы ведутся по проходке горных выработок и очистной выемке богатых медистых руд в залежи юго-восточного фланга Октябрьского месторождения. Для доставки горной массы в участковые рудоспуски применяются погрузочно-доставочные машины типа «Caterpillar» (R-1600, R-1700, R-1300), «Sandvik» (LH514, LH410, LH307), «Atlas Copco» (ST-8, ST-1030), а также автосамосвалы типа «Sandvik TH540», «Caterpillar AD30», «Atlas Copco MT36». Для бурения шпуров и скважин применяются самоходные буровые установки типа «Boomer» (128Н, 282Н, 353), «SOLO-1020», «Simba-H254», «Sandvik» (DL-421, DD-420) и другие буровые машины аналогичного назначения. Откатка руды и породы производится контактными электровозами К14 и вагонетками ВГ-4,5 по двум главным откаточным горизонтам: гор. –471 м и гор. –580 м. Выдача руды обеспечивается подъемными установками скипового ствола, породы – клетьевым стволом.

Вентиляция рудника осуществляется всасывающим способом по фланговой схеме с использованием всех действующих стволов. В рудник свежий воздух подается по стволам КС, ВВС, ЗЗС в объемах соответственно 315,1 м³/с, 523,9 м³/с, 133,6 м³/с, а выдается по ЮВС, ЮЗВС, СВС в объемах соответственно 363,8 м³/с, 184,3 м³/с, 590,6 м³/с. Скиповой ствол с приствольными выработками проветривается обособлено по всасывающей схеме в объеме 41,4 м³/с [2].

На руднике «Комсомольский» заканчивается отработка оставшихся запасов богатых медистых руд. Для поддержания объема добычи богатых руд на определенном уровне необходимо вовлекать в отработку новые разведанные для разработки рудные залежи, одной из которых является юго-восточный участок залежи С-2юв. По залеганию в массиве залежь С-2юв является природным продолжением обрабатываемой в настоящее время залежи «Северная-1», запасы богатой руды которой будут добыты в ближайшее время. Для поддержания в течение длительного времени объемов добычи богатых руд предлагается система горных выработок, обеспечивающих гарантированный фронт работ и рациональное использование новых

мощностей. При этом будет максимально задействована существующая инфраструктура рудника.

Залежь С-2юв имеет максимальные размеры в плане 940 × 850 м. Средняя мощность богатых руд составляет 6,77 м, максимальная – 18,65 м. Общее падение залежи северо-западное (330–340°), средний угол падения около 18°.

Для вскрытия залежи сконструированы следующие безопасные и конкурентоспособные варианты:

Вариант 1. Вскрытие залежи двумя фланговыми спиральными уклонами (рис. 1–3).

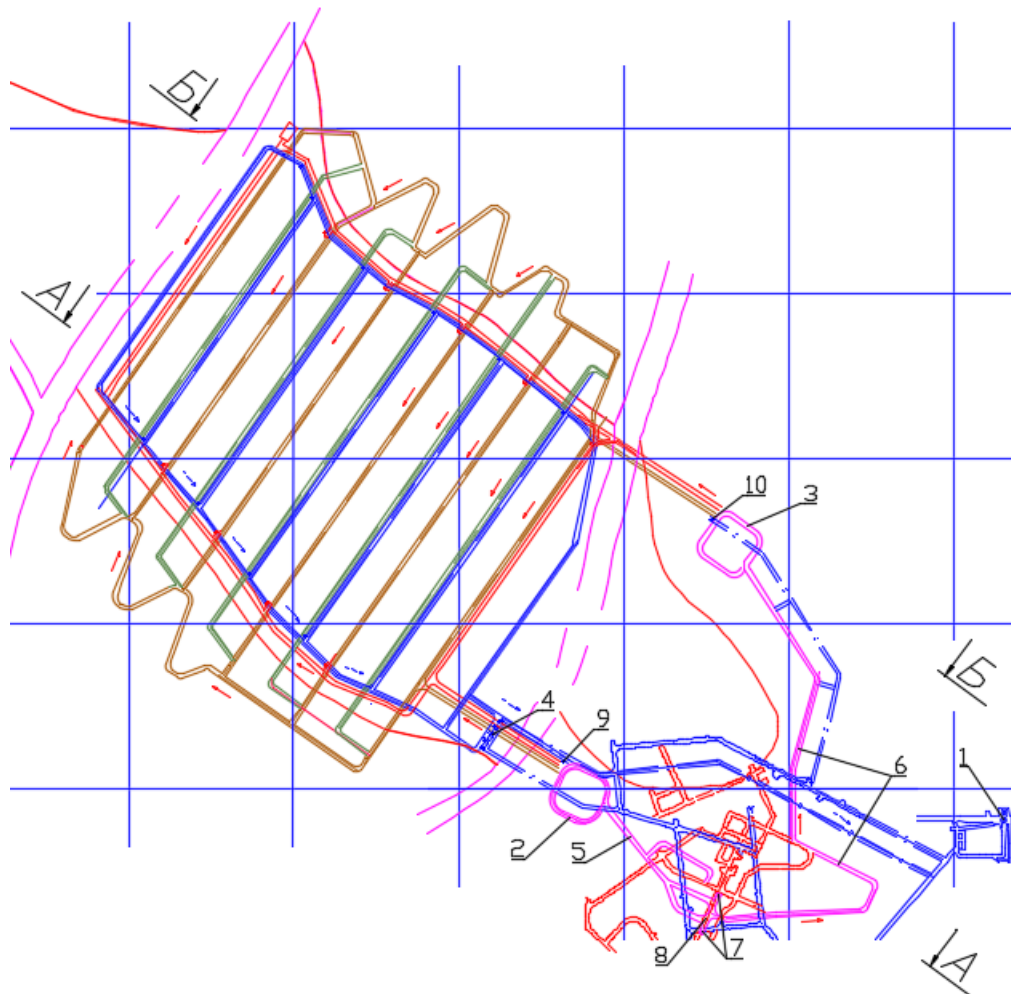


Рис. 1. Совмещенный план подготовки трех горизонтов залежи С-2юв:
1 – северный вентиляционный ствол; 2 – спиральный съезд южного уклона;
3 – спиральный съезд северного уклона; 4 – вентиляционный восстающий;
5 – транспортный уклон; 6 – порожняковый уклон; 7 – узел разгрузки;
8 – конвейерный уклон; 9, 10 – вентиляционный восстающий спирального съезда

Воздух подается на участок по обоим уклонам 2 и 3 с выдачей исходящей струи по системе восстающих выработок 4 до северного вентиляционного ствола 1. Движение самоходного транспорта осуществляется по круговой системе. В свою очередь это позволяет регулировать интенсивность грузопотоков по транспортному 5 и порожняковому 6 уклонам в соответствии с горными возможностями участка. Вся горная масса (за исключением используемой для закладки пустот породы) перепускается в узлах разгрузки 7 на действующий конвейерный уклон 8 и

доставляется до откаточного горизонта -580 м. Далее горная масса составами электровозной откатки перемещается к околоствольному двору скипового ствола на круговой опрокидыватель подъемного комплекса и выдается на поверхность [3].

Место заложения спирального уклона выбран после уточнения геологической обстановки данного района с учетом свойств горного массива, расстояния до тектонических нарушений, степени влияния зоны опорного давления при отработке залежи на устойчивость конструктивных элементов уклона. При проходке каждая новая спираль сбивается с предыдущей вентиляционным восстающим 9 и 10, который оборудуется лестничным отделением и служит запасным выходом. Предыдущая сбойка 11 уклона с восстающим, во избежание утечек и закорачивания струи, должна быть надежно изолирована. На проходке вентиляционных восстающих, как и для большинства вертикальных выработок в диапазоне длин 20–100 м предусматривается применение монорельсовых комплексов. Короткие восстающие проходят методом секционного взрывания скважин, длинные – с использованием буровых установок типа «Robbins» [4].

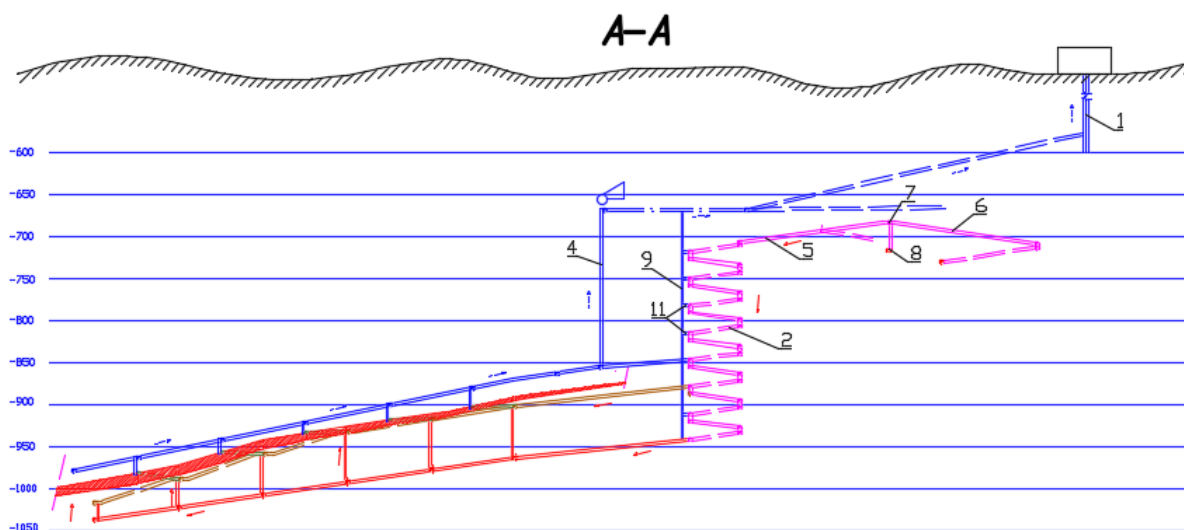


Рис. 2. Разрез по южному флангу рудного тела:

- 1 – северный вентиляционный ствол; 2 – спиральный съезд южного уклона;
 4 – вентиляционный восстающий; 5 – транспортный уклон; 6 – порожняковый уклон;
 7 – узел разгрузки; 8 – конвейерный уклон; 9 – вентиляционный восстающий
 спирального съезда; 11 – сбойка вентиляционного восстающего со спиральным
 уклоном

Южный (грузовой) спиральный съезд 2 проходится от отметки $-708,4$ м до отметки $-942,9$ м под углом 8° . Общая длина составляет около 1500 м. Строительство начинается с проходки уклона ($S = 20,7 \text{ м}^2$) к месту заложения спирального съезда. Северный съезд 3 проходится от отм. $-802,7$ м до отм. $-1017,6$ м. Угол наклона съезда 8° , общая длина 1300 м. К спиральному съезду пройдены два уклона из транспортного доставочного уклона залежи «Северная-1» [5].

Для механизации проходческих работ предлагается использование самоходного комплекса в составе одной погрузочно-доставочной машины типа ST-1030 с дизельным приводом; автосамосвалы грузоподъемностью 40 т типа «Sandvik TH540» с дизельным приводом; буровой каретки типа Boomer 282H с глубиной бурения до 4,0 м; установки анкерного крепления кровли типа Robolt-330 (320), вспомогательного оборудования

для заряжания шпуров, торкретирования, монтажа инженерных коммуникаций, навески сетки и прочих работ.

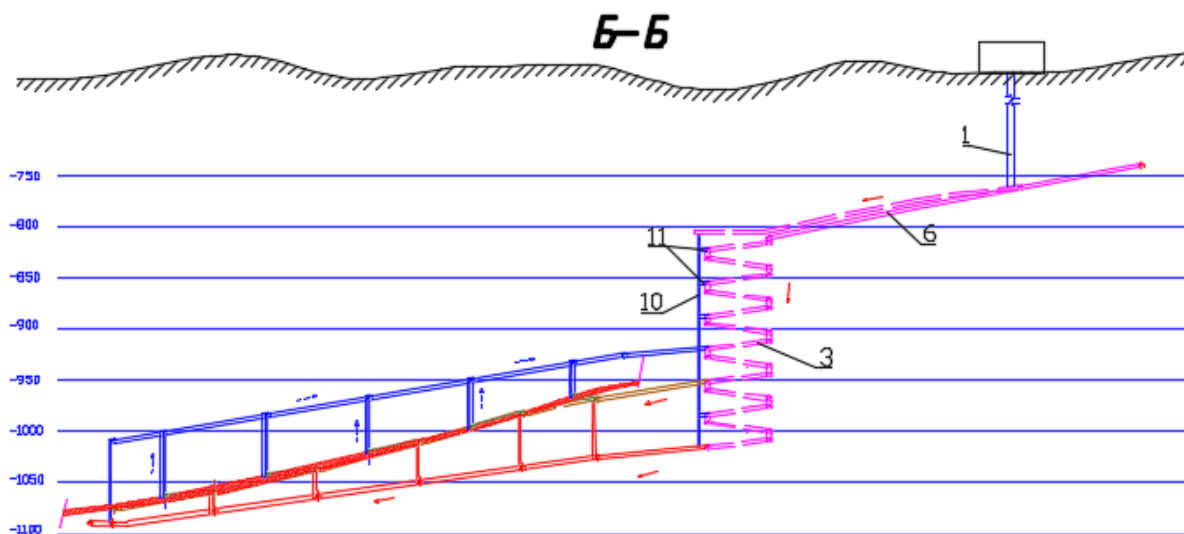


Рис. 3. Разрез по северному флангу рудного тела:

- 1 – северный вентиляционный ствол; 3 – спиральный съезд северного уклона;
6 – порожняковый уклон; 10 – вентиляционный восстающий спирального съезда;
11 – сбойка вентиляционного восстающего со спиральным уклоном

Общий объем строительства горно-капитальных и подготовительных выработок по варианту составил 385,7 тыс. м³, срок строительства 11 лет. Увеличение объемов произошло за счет строительства комплекса воздуховыдающих выработок и выработок транспортного горизонта.

Вариант 2. Вскрытие залежи откаточными квершлагами, пройденными от скипо-клетевого ствола № 2 (далее СКС-2) гор. –950 м рудника «Скалистый» и автотранспортным уклоном от отм. –730 м рудника «Комсомольский» до отм. – 880 м (рис. 4–6).

Предлагаемый к рассмотрению вариант комбинированного вскрытия, учитывает факт объединения рудников «Комсомольский» и «Скалистый» в единую вентиляционную систему. Для подачи воздуха, обеспечения запасного выхода и выдачи горной массы предназначен порожняковый 6 и грузовой 7 квершлаг горизонता –950 м и скипо-клетевой ствол 8. Для выдачи исходящего воздуха используется спиральный съезд (уклон) 3, расположенный на южном фланге залежи, также предназначенный для спуска-подъема людей, материалов и оборудования.

Спиральный съезд проходится от отметки –725 м до отметки –880 м под углом 8°. Общая длина съезда составляет 900 м. Строительство начинается с проходки уклона 2 к месту заложения спирального съезда.

Откаточный горизонт строится на отметке –950 м из существующих выработок околоствольного двора СКС-2 рудника «Скалистый». Ствол СКС-2 диаметром 8 м пройден на глубину 1175,7 м и оборудован скиповым подъемом (2 скипа по 5 м³). Ствол также является запасным выходом и оборудован клетью. Длина вскрывающих выработок достигает 2,2 км. Поэтому их проходку ведут параллельными забоями, периодически (с шагом до 250 м) сбивая выработки друг с другом для обеспечения сквозного проветривания. Выработки располагаются под рудой вдоль восточного

сброса и на южном фланге образуют кольцо, обеспечивая прием горной массы из панелей первого пускового участка.

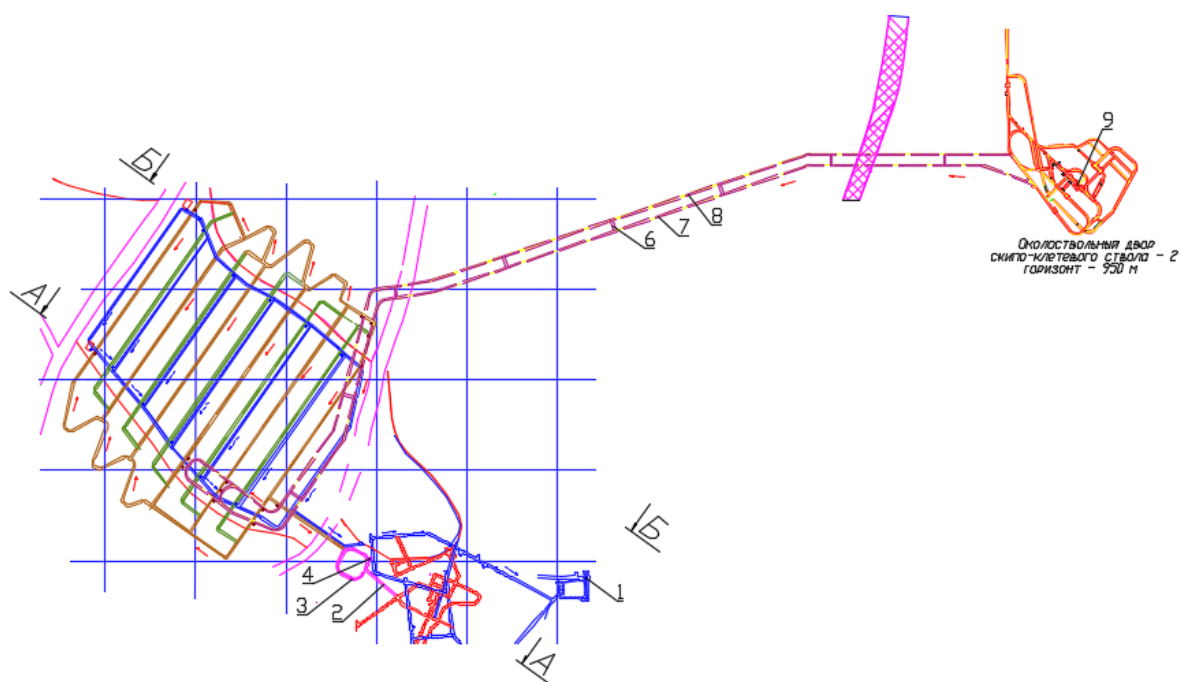


Рис. 4. Совмещенный план подготовки трех горизонтов залежи С-2юв:
 1 – северный вентиляционный ствол; 2 – заезд на спиральный съезд; 3 – спиральный съезд; 4 – вентиляционный восстающий съезда; 6 – вентиляционная сбойка квершлагов; 7 – порожняковый квершлаг; 8 – грузовой квершлаг; 9 – скипо-клетевой ствол № 2

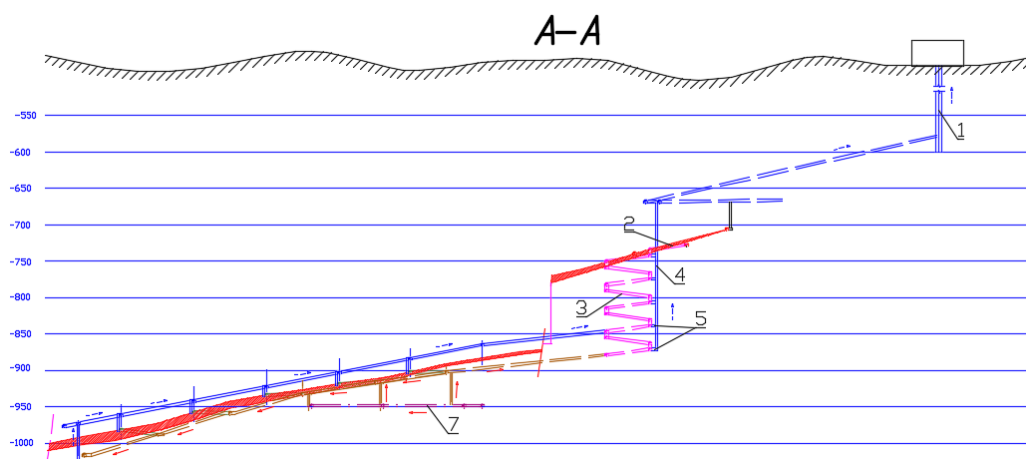


Рис. 5. Разрез по южному флангу рудного тела:
 1 – северный вентиляционный ствол; 2 – заезд на спиральный съезд; 3 – спиральный съезд; 4 – вентиляционный восстающий съезда; 5 – сбойка вентиляционного восстающего со спиральным уклоном; 7 – порожняковый квершлаг

Транспортировка горной массы из забоев рассматриваемого участка при выполнении подготовительно-нарезных и очистных работ осуществляется при помощи ПДМ типа ST-1030, с дизельным приводом. Отбитая горная масса в северо-западной

части залежи с помощью ПДМ вывозится из забоев и выгружается в пункты перегрузки, откуда большегрузными ПДМ типа Cat R-1700 (грузоподъемность 16,7 т) вывозится в рудоспуски, обустроенные люковыми устройствами. Рудоспуски пройдены с уровня доставочного горизонта на откаточные выработки гор. -950 м. Далее горная масса составами электровозной откатки перемещается к околоствольному двору ствола СКС-2 рудника «Скалистый» на круговой опрокидыватель подъемного комплекса и выдается на поверхность. В юго-восточной части руда по рудоспускам перепускается на транспортный горизонт и далее точно также вывозится в рудоспуски.

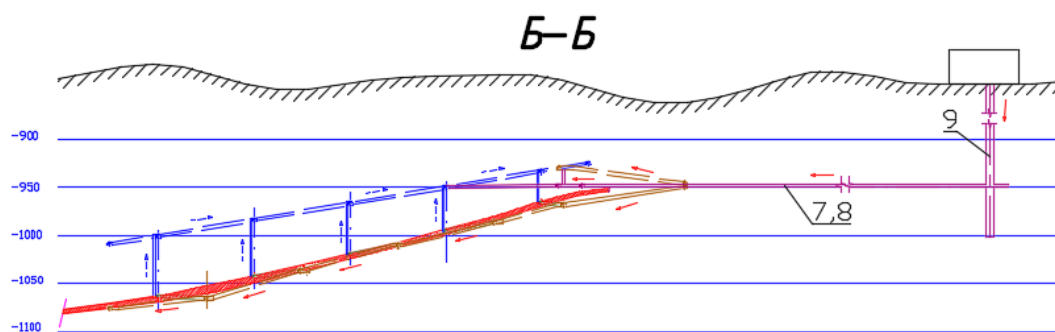


Рис. 6. Разрез по северному флангу рудного тела:

1 – северный вентиляционный ствол; 6 – порожняковый квершлаг; 7 – грузовой квершлаг; 8 – скипо-клетевой ствол № 2

Объем проходческих работ составил 320 тыс. м³. Срок строительства 8 лет.

Общим для вариантов вскрытия рудной залежи С-2юв являются: отнесение запасов богатых руд залежи С-2юв на баланс рудника «Комсомольский»; приготовление закладочных смесей на действующем поверхностном закладочном комплексе рудника «Комсомольский».

Критериями для сравнительной оценки вариантов являются физические объемы работ по вскрытию залежи, сроки строительства, надежность и безопасность работ, капитальные затраты на строительство горно-капитальных выработок и ряд других показателей. В табл. 1 приведены показатели экономического сравнения вариантов вскрытия [6].

Таблица 1. Технико-экономические показатели по вариантам вскрытия

Наименование	1-й вариант	2-й вариант
Объем горных работ по вскрытию и подготовке залежи на освоение проектной мощности: всего, м ³ в том числе горно-капитальные работы, м ³	385 785 223 929	320 043 167 995
Протяженность вскрывающих и подготовительных горных выработок, м	22 003	18 812
Сроки строительства, мес.	141	118
Расход воздуха для проветривания, м ³ /с	130,1	150,1
Депрессия, Па	652,4	845,1
Вид транспорта на откаточном горизонте	Автосамосвал	Электровоз
Объем товарной продукции, млн руб.	80 352	80 352
Эксплуатационные расходы, млн руб. В том числе:	27 652,9	29 252,6
очистная выемка	8208	8208
транспорт руды	5909,8	4678,6
подъем руды	5 111,4	8372,2
водоотлив	4 498,4	4498,4
сжатый воздух	270,86	270,86
проветривание	2411,4	2411,4
поддержание горных выработок	1243	813,2
Капитальные вложения, всего, млн руб. В том числе:	8137,8	6962,9
горно-капитальные работы	6378,4	5611,4
оборудование	1759,5	1351,5
Амортизационные отчисления, млн руб.	4013,6	3434,13
Себестоимость добычи 1 т руды, руб./т	7393,6	7607,9
Балансовая прибыль, млн руб.	48 685,5	47 665,2
ЧДД, млн руб.	91 337,1	100 740,7
Индекс доходности, доли ед.	3,34	3,82
Срок окупаемости проекта в целом, мес.	39	27
Срок окупаемости проекта дисконтированный, мес.	38	22

Анализ показателей, приведенных в табл. 1, позволяет сделать вывод о большей эффективности 2 варианта вскрытия из двух рассмотренных вариантов, он и рекомендуется для вскрытия рудной залежи С-2юв.

ЛИТЕРАТУРА

1. Геология и подсчет запасов сульфидных медно-никелевых руд Северных флангов Талнахского рудного узла по состоянию на 01.07.87 г. Утверждено ГКЗ СССР (протокол № 10329 от 31.12.87).
2. Ушаков К. З., Кирин Б. Ф. и др. Аэрология горных предприятий (при строительстве): учебник для вузов. Липецк, 2000. 246 с.
3. Специальные мероприятия по ведению горных работ в условиях газового режима на подземных рудниках «Октябрьский», «Гаймырский», «Комсомольский», «Скалистый», «Маяк» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» от 11.06.2020 года.
4. Указания по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных к горным ударам. Норильск, 1992.
5. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых, утвержденные приказом № 505 от 08.12.2020 года.
6. Киселев Н. А. Методические рекомендации, по оценке вариантов вскрытия и подготовки рудных месторождений: учеб. пособие. Екатеринбург. Изд-во УГГА, 2003. 25 с.

ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ И НАКЛОННЫХ УДАРООПАСНЫХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ПРОПП В. Д., БЕРКОВИЧ В. Х., ВАЛИЕВ Н. Г., ШОХОВ С. О.
Уральский государственный горный университет

Аннотация. Предлагаемая технология разработки мощных рудных месторождений с неустойчивыми вмещающими породами включает создание искусственной кровли в форме несущего свода, выемку полезного ископаемого под искусственной кровлей камерами первой и второй очередей с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Закладочный массив армируют. Техническим результатом применения предлагаемой технологии является повышение технико-экономических показателей и безопасности работ, расширение области применения камерной системы разработки, увеличение объемов основных камерных запасов и снижение удельного объема горно-подготовительных работ.

Ключевые слова: технология, искусственная кровля, свод, первичные и вторичные камеры, твердеющие смеси, несущий слой, анкерная крепь, камерные запасы, напряжения в рудном теле, толщина кровли.

TECHNOLOGY FOR THE DEVELOPMENT OF THICK SLOW AND INCLINED IMPACT HAZARDOUS ORE DEPOSITS

PROPP V. D., BERKOVICH V. KH., VALIEV N. G., SHOKHOV S. O.
Ural State Mining University

Abstract. The proposed technology for the development of thick ore deposits with unstable host rocks includes the creation of an artificial roof in the form of a load-bearing vault, the excavation of minerals under the artificial roof by chambers of the first and second stages, with backfilling of the mined-out space with hardening mixtures. The filling array is reinforced. The technical result of applying the technology is to increase the technical and economic indicators and work safety, expand the scope of the chamber development system, increase the volume of the main chamber reserves and reduce the specific volume of mining and preparation work.

Keywords: technology, artificial roofing, vault, primary and secondary chambers, hardening mixtures, bearing layer, roof bolting, chamber reserves, stresses in the ore body, roof thickness.

Особенность новой запатентованной технологии разработки рудных месторождений связана с формированием искусственной кровли из твердеющей закладочной смеси с последующей выемкой под ней основных камерных запасов полезного ископаемого [1].

Повышение эффективности и безопасности горных работ при создании искусственной кровли и выемка камерных запасов под кровлей осуществляется за счет:

- придания искусственной кровле большей устойчивости (прочности) вследствие формирования несущего слоя кровли в виде монолитной сводчатой конструкции и армирования закладочного массива кровли анкерами;
- снижения уровня действующих напряжений в рудном теле вследствие опережающей отработки висячего бока рудного тела;
- снижения объемов горно-подготовительных работ на единицу продукции вследствие существенного увеличения основных камерных запасов, отрабатываемых под искусственной кровлей;
- исключения затрат на крепление кровли камер, отрабатываемых под искусственной кровлей, и снижения показателя разубоживания руды закладочным материалом при очистной выемке;

– оставления на почве выработок, пройденных на контакте с вмещающими породами на уровне кровли залежи, слоя отбитой руды для смягчения разрушительного воздействия энергии взрыва при скважинной отбойке основных камерных запасов руды.

Сущность технологии разработки мощных пологих и наклонных удароопасных рудных месторождений с неустойчивыми вмещающими породами (рис. 1) определяется созданием искусственной кровли в форме несущего свода путем проходки на контакте с вмещающими породами параллельных разновысоких камер-заходов первой и второй очередей *I* и закладки выработанного пространства камер-заходов твердеющими смесями.

При этом устойчивость (прочность) искусственной кровли, сформированной закладкой, значительно повышается за счет придания ей формы близкой к фигуре свода обрушения. Это позволит исключить из очистного цикла крепление кровли камер, обрабатываемых под искусственной кровлей, и сократить до минимума разубоживание руды закладочным материалом.

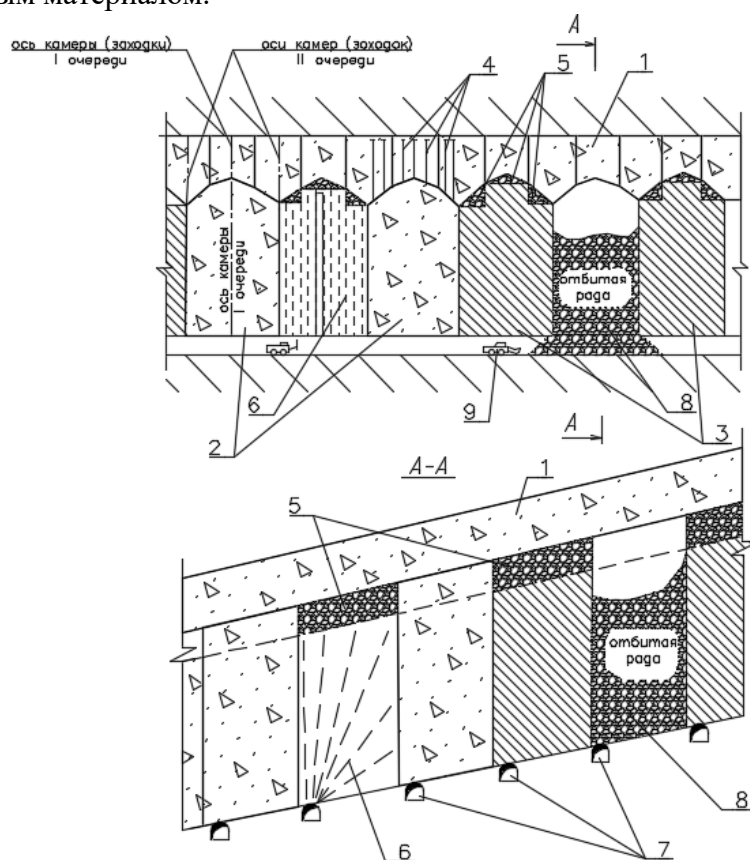


Рис. 1. Выемка основных камерных запасов руды под сводом искусственной кровли

Отрицательным моментом в технологии создания искусственной кровли является то, что она получается слоистой. Поскольку закладка большого объема пустот без технологических перерывов практически невозможна, слои, получающиеся между промежутками, когда закладочная смесь в камеры не подается, оказываются несвязанными между собой и при обрушении отслаиваются. Для предотвращения ослабления искусственной кровли за счет ее слоистости (чем тоньше слои и чем их больше, тем менее устойчива кровля) она нуждается в дополнительном укреплении, что возможно на основе применения анкерной крепи или установления металлической арматуры. При этом, анкеры *4* устанавливаются в искусственной кровле *I* до начала ее возведения, т.е. до начала подачи закладки в верхний подсечной слой. Для этого бурят

короткие шпурсы глубиной 10–15 см, в них устанавливают металлические анкеры длиной 1,5–2,0 м, на другом конце которых закрепляют металлические шайбы размером 15 × 15 см. Чтобы во время подачи закладки штанги оставались в вертикальном положении в верхней части их связывают проволокой. После затвердения закладочного массива анкера оказываются уже установленными в нем, а присоединение металлических шайб к ним препятствует их «сползанию».

В отдельных случаях, когда требуются дополнительные меры, на почве отработанного слоя монтируют металлическую арматуру или наряду с установкой штанг обычной длины 1,8 м устанавливают штанги длиной до 3–4 м. Их располагают по оси камеры на расстоянии 3–5 м одна от другой.

Выемка руды под искусственной кровлей ведется первичными и вторичными камерами 2 и 3, которые располагают через одну таким образом, чтобы их центральные оси совпадали с осями первичных камер-заходов, проходимых в стадии создания искусственной кровли, а их границы находились на осях вторичных камер-заходов.

Оставление на почве первичных и вторичных камер-заходов верхнего подсечного слоя навала отбитой руды 5, который забирается при отработке нижних камер, позволяет предотвратить разрушение искусственной кровли взрывными работами.

Другим решением вопроса сохранения устойчивости искусственной кровли является недобур скважин на 0,3–0,5 м до закладки или отбойки верхней части руды в камере под искусственной кровлей мелкошпуровым методом.

Толщина кровли несущего свода, представляющего собой по виду слоистую разрезную балку, определяется по принципу расчета монолитной сводчатой конструкции с заданной нагрузкой от давления вышележащих слоев закладки и собственного веса несущего свода, а необходимая устойчивость (прочность) несущего свода, как сформированной шарнирной системы, обеспечивается при условии:

$$\sigma_{\text{сж}} = \frac{k \cdot (1 + k_{\text{п}}) \cdot \gamma_{\text{н}} \cdot l^2}{3h_{\text{н}} \cdot (1 - \xi \cdot b/h_{\text{н}})} < \sigma_{\text{сж.н}},$$

где k – коэффициент, характеризующий степень концентрации напряжений, возникающих в несущем своде искусственной кровли;

ξ – коэффициент, учитывающий механические свойства закладки;

$k_{\text{п}}$ – коэффициент пригрузки от веса (силы тяжести) вышележащих слоев закладки;

$\gamma_{\text{н}}$ – объемный вес закладки, т/м³;

l – пролет камеры, обрабатываемой под искусственной кровлей, м;

$h_{\text{н}}$ – толщина свода несущего слоя искусственной кровли, м;

b – ширина свода несущего слоя, м.

Коэффициент пригрузки $k_{\text{п}}$, зависящий от отношения суммарной мощности (толщины) вышележащих слоев закладки к толщине свода несущего слоя искусственной кровли, определяется по графику (рис. 2).

Закладка выработанного пространства при создании искусственной кровли осуществляется составами, обеспечивающими нормативную прочность закладочного массива не менее 4 МПа. Этим прочностным характеристикам соответствуют составы закладочных смесей с применением в качестве вяжущего цемента и шлаков металлургического производства.

Расчеты показывают, что толщина искусственной кровли со сводчатым несущим слоем в месте расположения камер-заходов первой очереди при ее создании может быть

не более 3 м, а высота камер-заходок второй очереди больше высоты камер первой очереди на 1/2 суммарной ширины этих камер.

При проведении камерной выемки запасов под искусственной кровлей очистной блок подготавливается к очистной выемке системой панельных штреков 7. После создания искусственной кровли арочной формы отбойка основных камерных запасов блока производится путем взрывания вееров скважинных зарядов 6, а выпуск, погрузка и доставка отбитой горной массы из камер 8 осуществляется погрузочно-доставочными машинами с дистанционным управлением 9.

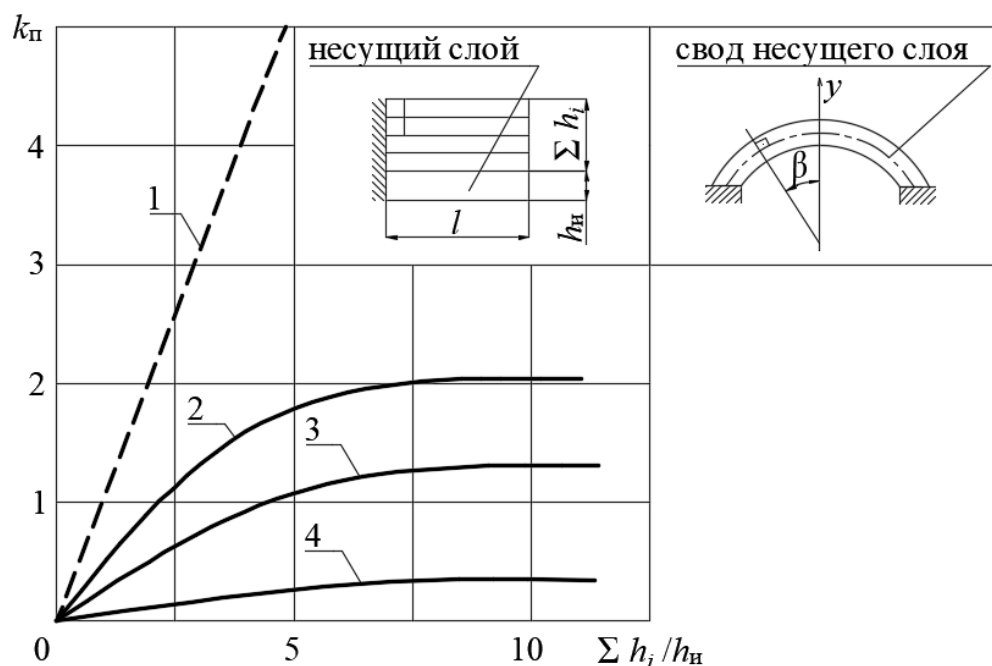


Рис. 2. График зависимости коэффициента пригрузки k_n от соотношения суммарной мощности вышележащих слоев закладки (Σh_i) к мощности (толщине) свода несущего слоя (h_n):

1 – пригрузка соответствует силе тяжести максимального количества вышележащих слоев закладки; 2, 3, 4 – пригрузка соответствует силе тяжести вышележащих слоев закладки, составляющей 0,25, 0,5 и 1,0 от $\text{tg } \beta$ (где β – угол между нормалью к средней линии свода несущего слоя в рассматриваемом сечении и вертикальной осью)

Освоение новой технологии и внедрение ее при обработке мощных рудных тел в удароопасных условиях и неустойчивых вмещающих породах позволит [2–4]:

- достичь высоких технико-экономических показателей, в частности, повысить уровень производительности труда забойного рабочего и показатели извлечения руды;
- значительно расширить область применения высокопроизводительной камерной системы разработки;
- повысить безопасность работ за счет снижения величины действующих напряжений в рудном теле вследствие опережающей отработки висячего бока;
- увеличить объемы основных камерных запасов, снизить удельный объем горно-подготовительных работ и повысить в целом эффективность добычи полезного ископаемого.

ЛИТЕРАТУРА

1. Пропп В. Д., Беркович В. Х., Валиев Н. Г., Шохов С. О. Способ разработки мощных пологих и наклонных удароопасных рудных месторождений: пат. 2761226 Рос. Федерация; заявл. 01.06.21; опубл. 06.12.21, Бюл. № 34.
2. Дробот Б. П. Современное состояние технологии подземной разработки бокситовых месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 1993. № 10. С. 94–102.
3. Беркович В. Х., Максимов А. А. Исследование влияния класса системы подземной разработки на удароопасность горных работ при выемке рудных залежей, склонных к динамическим проявлениям // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 4. С. 21–30.
4. Bee sky M. L. The development and implementation of back filling system for a deep level gold mine // The Mining Engineer. 1986. Vol. 186. Vol. 299. P. 122–127.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПО ОТРАБОТКЕ ЗАПАСОВ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ РУДНИКА «МИР»

КУЛЬМИНСКИЙ А. А., КОТЕНКОВ А. В., РУССКИХ И. Л.
Научно-исследовательский проектный институт АО «Уралмеханобр»

Аннотация. Оработка запасов кимберлитовой трубки «Мир» является одной из приоритетных задач акционерной компании «Алроса». В связи с этим научно-исследовательским институтом «Уралмеханобр» были предложены технологические решения по возобновлению добычных работ на месторождении, позволяющие безопасно произвести извлечение полезного ископаемого с обеспечением требуемой производительности, а также с достижением необходимых значений технологических показателей. Оработку рудной залежи предполагается начинать с наиболее глубоких горизонтов будущего рудника, оставляя при этом временный рудный целик между первоначальным фронтом добычных работ и зоной, в которой будет производиться осушение затопленных горных выработок. Данное решение позволит максимально интенсифицировать работы по возобновлению разработки месторождения.

Ключевые слова: предохранительный целик, осушение затопленных выработок, возобновление добычных работ, формирование разгрузочной зоны, нисходящий и восходящий порядки отработки, двухстадийная выемка камер, камеры переходной зоны, выемка запасов ромбовидными камерами.

TECHNOLOGICAL SOLUTIONS FOR THE DEVELOPMENT OF RESERVES OF DEEP HORIZONS OF THE MINE «MIR»

KULMINSKIY A. A., KOTENKOV A. V., RUSSKIKH I. L.
Research and design institute JSK «Uralmekhanobr», Ekaterinburg city

Abstract. Development of the reserves of the Mir kimberlite pipe is one of the priority tasks of the joint-stock company Alrosa. In this regard, the research institute "Uralmekhanobr" proposed technological solutions for the resumption of mining operations at the field, allowing the safe extraction of the mineral with the required productivity, as well as the achievement of the required values of technological indicators. The development of the ore deposit is supposed to start from the deepest horizons of the future mine, while leaving a temporary ore pillar between the initial mining front and the zone in which the flooded mine workings will be drained. This decision will maximize the intensification of work to resume the development of the field.

Keywords: safety pillar, drainage of flooded workings, resumption of mining operations, formation of an unloading zone, descending and ascending mining orders, two-stage excavation of chambers, transition zone chambers, extraction of reserves with diamond-shaped chambers.

В начальной стадии разработки технологических решений был рассмотрен вопрос о возможности восстановления затопленных выработок с целью дальнейшего их использования при отработке месторождения. По итогам анализа исходных данных, в ходе которого учитывалось длительное пребывание горных выработок и элементов их крепления в водной среде, а также возможность растворения солевых пластов по которым, в том числе, были пройдены затопленные выработки, был сделан вывод о невозможности повторного использования затопленных выработок в целях возобновления добычных работ, так как это повлечет за собой высокую экономическую нагрузку и займет длительный период времени. К тому же, возобновление отработки

залежи планируется начинать с глубоких горизонтов, поэтому важным фактором в пользу строительства новых выработок является недостаточная глубина заложения старых затопленных выработок.

Таким образом, наиболее эффективным решением является строительство нового рудника, включающее в себя проходку новых стволов, с максимально возможным использованием поверхностной инфраструктуры существующего законсервированного рудника.

Вскрытие месторождения

В основе технологических решений по возобновлению добычных работ на месторождении кимберлитовой трубки «Мир» лежит концепция о совмещении работ по извлечению полезного ископаемого и выполнению мероприятий, направленных на осушение затопленных горных выработок и исключение дальнейшего влияния гидрогеологических особенностей месторождения на возобновляемые добычные работы.

Исходя из этого, выемка запасов руды на месторождении будет осуществляться под защитой предохранительного рудного целика, оставляемого в отметках -410 м/ -575 м. Отработка запасов выше отметки -575 м будет производиться по отдельному проекту, и возможна исключительно после реализации комплекса мероприятий по разносу бортов карьера «Мир», ликвидации водного объекта в карьерном пространстве, строительства карьерного водоотлива для откачки рассолов, поступающих из Метегеро-ичерского водоносного горизонта, дренажа рассолов из затопленных выработок рудника «Мир» [1].

Схема вскрытия разрабатывалась исходя из порядка отработки запасов месторождения, глубины залегания рудной залежи, наличия рудных площадей и распределения запасов руды по вертикали, наличия законсервированных выработок и временно неактивных запасов на вышележащих горизонтах.

Наиболее эффективным вариантом схемы вскрытия в условия месторождения кимберлитовой трубки «Мир» является вскрытие с центрально-фланговым расположением двух вертикальных стволов (клетьевого и скипового) в районе законсервированного рудника. Данное расположение стволов обеспечивает подачу свежего и выдачу загрязненного воздуха на разных флангах залежи по ее простиранию, что значительно увеличивает эффективность проветривания рудника. Схема вскрытия рудника представлена на рисунке (Рис. 1).

Схема проветривания – всасывающая.

Стоит отметить, что проветривание рудника будет осуществляться при помощи, существующей ГВУ, что позволит существенно сократить капитальные затраты. Для реализации данного технического решения планируется проходка подземного вентиляционного канала на глубине $70-80$ м от законсервированного до нового скипового ствола.

Согласно полученным данным доразведки, произведенной с целью уточнения контуров рудного тела на глубоких горизонтах, нижняя отметка рудного тела составляет -1250 м. Верхняя отметка залежи определялась мощностью охранного целика, необходимого для предотвращения попадания скопленных в карьере вод в новые выработки, и составляет -575 м.

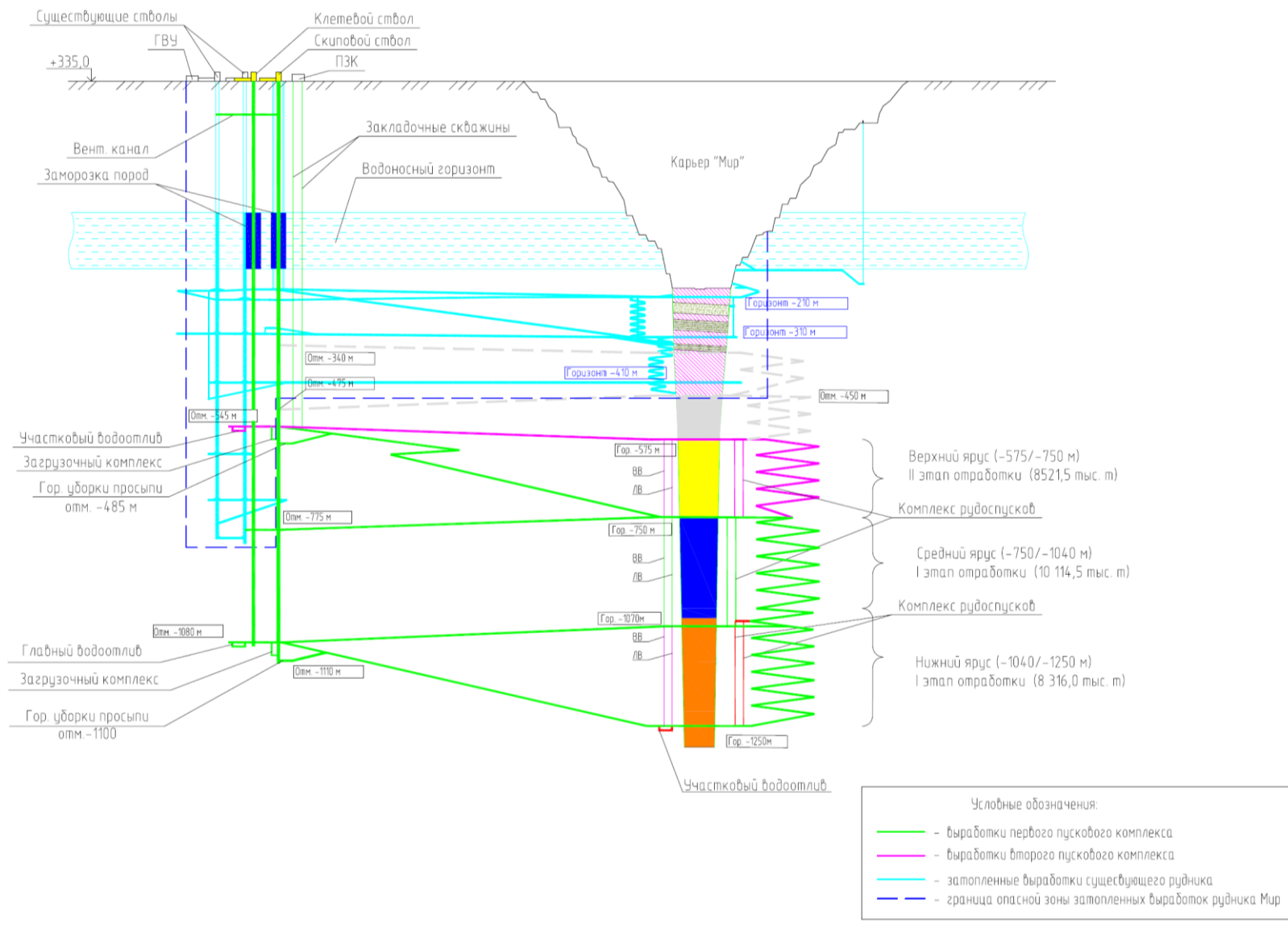


Рис. 1. Схема вскрытия глубоких горизонтов рудника «Мир»

В целях интенсификации горных работ, а также определения чётких границ пусковых комплексов и отметок основных капитальных вскрывающих выработок, рудная залежь разделена на три добычных яруса:

- верхний ярус –575 м/–750 м;
- средний ярус –750 м/–1000 м;
- нижний ярус –1000 м/–1250 м.

Отработка месторождения начинается с нижнего яруса, затем почти одновременно в работу вовлекается средний. Далее по мере истощения запасов нижнего яруса с целью замещения выбывающих мощностей в работу подключается верхний ярус.

Таким образом, с периода выхода рудника на проектную производительность и до момента его затухания, работы по извлечению полезного ископаемого будут производиться одновременно минимум в двух ярусах.

Формирование разгрузочной зоны

При оформлении очистного пространства вокруг его контура происходит перераспределение горного давления. Проведёнными исследованиями установлено, что на месторождении отсутствуют тектонические силы, влияющие на напряженно-деформированное состояние массивов руды и вмещающих пород. При этом основная составляющая горного давления на месторождении трубки «Мир» реализуется в вертикальной плоскости и формируется за счет веса налегающего массива руды, породы или закладки. Глубина разработки, согласно предложенной технологии, будет достигать полутора километров, благодаря чему предполагаемая область начала отработки залежи (нижний ярус) будет находиться в зоне повышенного горного давления. Вследствие этого для безопасной отработки рудного массива возникает необходимость формирования разгрузочных зон перед началом ведения горных работ по извлечению основных запасов кимберлитовой трубки. Данные зоны будут формироваться методом проходки слоевых лент высотой пять метров с их дальнейшей закладкой твердеющим материалом по вертикальным границам ярусов в контуре рудного массива, а также на 18 метров за его пределами (Рис. 2).

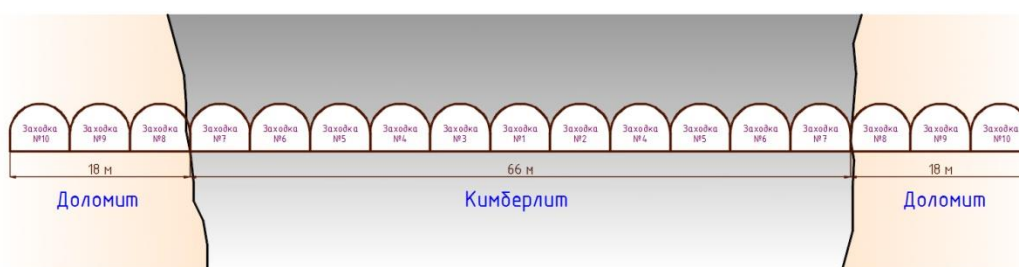


Рис. 2. Схема формирования зоны разгрузки

Выбор системы разработки

Критериями выбора оптимального варианта системы разработки являются обеспечение безопасности горных работ, а также технологические показатели системы, производительность и технологичность ведения горных работ.

Для отработки основных запасов кимберлитовой трубки «Мир» предлагается использовать камерную систему разработки с твердеющей закладкой. Данный класс систем обеспечивает высокие показатели извлечения и не допускает обрушение поверхности, что крайне важно для условий месторождения.

При установлении геометрических параметров выемочных единиц были рассчитаны устойчивые обнажения и допустимые пролеты камер. Исходными данными для расчёта являлись физико-механические свойства пород месторождения.

Расчет величин устойчивых вертикальных обнажений кимберлита, вмещающих пород и закладочного массива был произведён без учёта давления налегающего столба пород или руд.

В результате расчетов были получены значения максимально допустимого обнажения вертикальной стенки кимберлитов и вмещающих пород, а также определены предельные пролеты камер.

В ходе разработки технологических решений по отработке запасов глубоких горизонтов рудника «Мир» были предложены две технологии выемки запасов месторождения – в восходящем и в нисходящем порядках.

При восходящем порядке предлагается применять систему разработки с камерной выемкой и закладкой с двухстадийным порядком отработки камер, при нисходящем – камерную систему разработки с закладкой с выемкой ромбовидными камерами.

Технология отработки месторождения при восходящем порядке

В случае применения данной технологии основные запасы залежи обрабатываются в восходящем порядке, однако в целях увеличения производительности предлагается внутри яруса производить отработку некоторых подэтажей в нисходящем порядке (Рис. 3).

Началом нормальной стадии ведения горных работ является нижний подэтаж нижнего яруса (–1200 м/–1250 м), почти одновременно с ним начинает обрабатываться нижний подэтаж среднего яруса (–950 м/–1000 м). После истощения запасов на данных подэтажах начинается вовлечение в отработку запасов вышележащих подэтажей (–1150 м/–1200 м и –900 м/–950 м соответственно), а также верхнего подэтажа нижнего яруса (–1000 м/–1050 м). Таким образом, в пределах нижнего яруса отработка залежи производится сходящимися фронтами. Аналогичным образом обрабатывается верхний ярус.

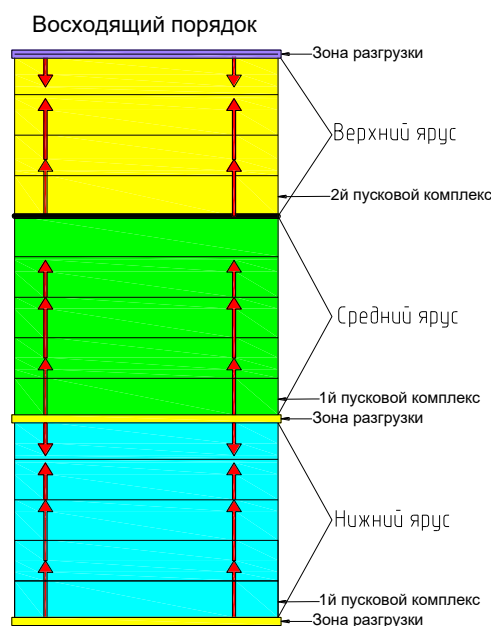


Рис. 3. Принципиальная схема отработки залежи при восходящем порядке

Из геомеханических расчетов (расчет предельного горизонтального пролета) следует, что при ширине камер до 14 м их длина не должна превышать 15 м.

Рудная залежь разделяется на подэтажи высотой 50 м, в подэтаже условно разделяется на панели. Каждая панель делится на секции, состоящие из 3 камер (ленты 1-й, 2-й и 3-й очередей), Рис. 4.

Параметры секций:

- длина – 15 м;
- ширина – 42 м (соответствует трем камерам);
- высота равна высоте выемочного подэтажа (50 м).

Обработка камер в соседних (смежных) секциях может осуществляться независимо друг от друга, при этом расстояние между двумя обрабатываемыми камерами смежных секции должно составлять не менее двойной ширины камеры (28 м).

Первоначально в секции обрабатываются камеры первой очереди шириной 14 м. При этом камеры первой очереди в смежных секциях разделяются друг от друга рудным целиком (камеры второй и третьей очереди) шириной 28 м (Рис. 5).

После обработки и закладки камер первой очереди производится обработка камер второй очереди в смежных секциях. Камеры 2-й очереди разделены друг от друга комбинированным целиком шириной 28 м, состоящим из закладочного массива камер первой очереди и рудного массива камер третьей очереди (Рис. 5).

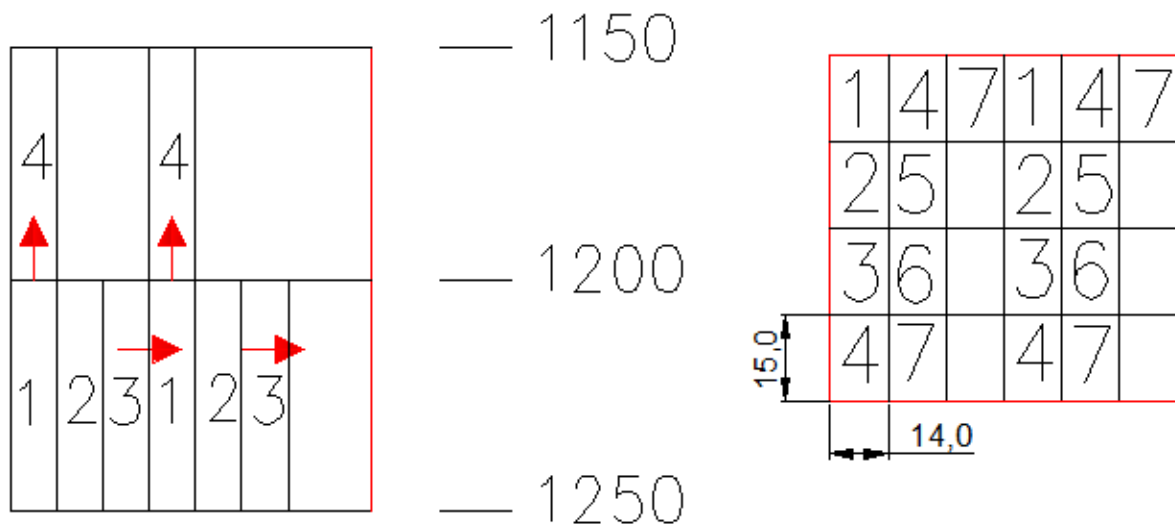


Рис. 4. Принципиальная схема обработки камер (в разрезе – слева; в плане – справа)

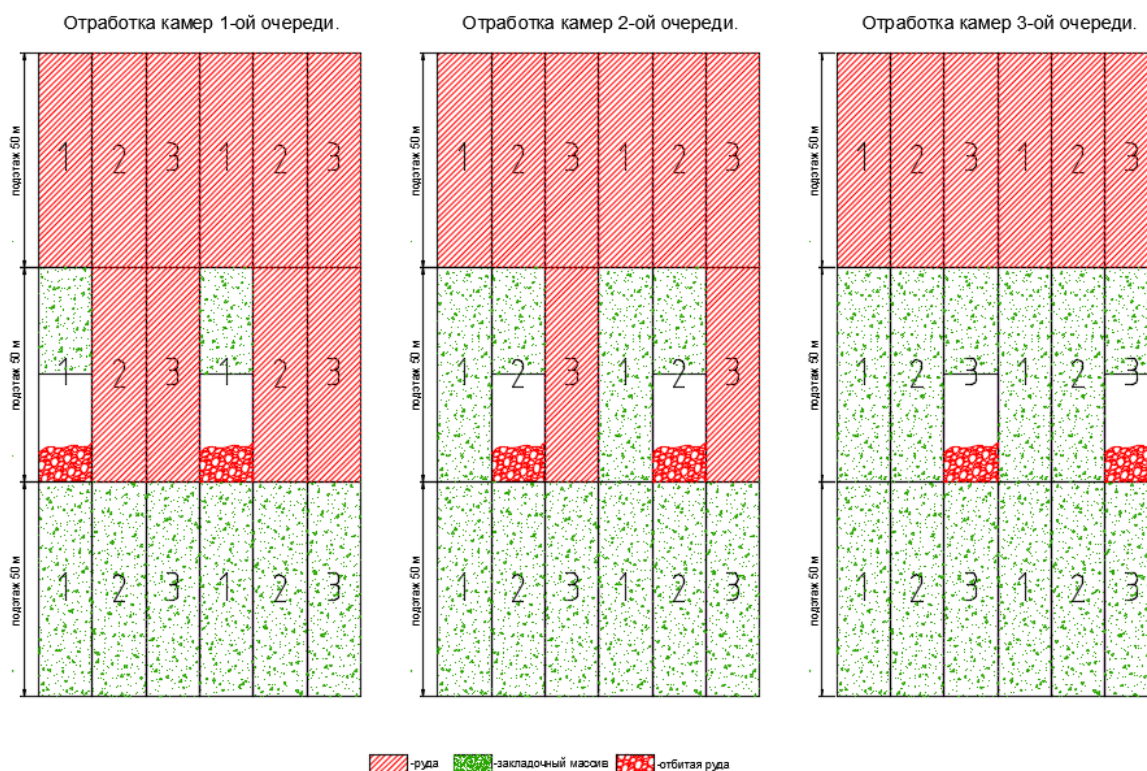


Рис. 5. Принципиальная схема отработки секций

После отработки камер второй очереди производится отработка камер третьей очереди. Данные камеры в смежных секциях разделяются закладочным массивом шириной 28 м, состоящим из закладочного массива камер первой и второй очереди.

Отработка самой камеры осуществляется в две стадии.

Это необходимо в целях соблюдения условий рассчитанной устойчивости обнаженной вертикальной стенки (Таблица 1).

Образование отрезной щели в камерах осуществляется сразу на всю высоту подэтажа (50 м), т. е. на высоту обеих стадий выемки.

После проходки отрезного восстающего и образования отрезной щели, в первую очередь отбивается верхняя часть камеры (1-я стадия выемки запасов).

Отбойка осуществляется нисходящими веерами скважин, разбуренных из буро-закладочного орта. Отгрузка руды осуществляется из буро-доставочного орта, расположенного на почве камеры. Отбитая руда верхней части камеры поступает на буро-доставочный орт через отрезную щель.

После выпуска руды из верхней части камеры в отрезной щели на высоту нижней части камеры (вторая стадия выемки руды) магазинируется отбитая руда, которая заполняет отрезную щель на высоту нижней части камеры, после чего осуществляется закладка выработанного пространства в верхней части.

После затвердевания закладочного материала, осуществляется выпуск ранее замагазинированной руды в отрезной щели (для образования компенсационного пространства) и производится отбойка нижней части камеры.

В случае зависания рудной массы, замагазинированной в пространстве отрезной щели, из буро-доставочного орта, пройденного по почве камеры бурятся восходящие скважины в сторону отрезной щели, в данных скважинах размещается заряд ВВ и осуществляется сотрясательное взрывание для возобновления процесса выпуска.

Запасы второй стадии отработки отбиваются восходящими веерами скважин, пробуренных из буро-доставочного орта, пройденного по почве камеры.

После отбойки и отгрузки запасов нижней части камеры (2-я стадия выемки камеры) и установки перемычки из буро-закладочного орта, пройденного по кровле камеры, бурится пара закладочных скважин и производится закладка выработанного пространства [1].

Таблица 1. Расчетные значения устойчивости обнаженной вертикальной рудной стенки

Рудный массив (кимберлиты)	Высота устойчивой вертикальной рудной стенки, м
Размеры блоков 0,2 × 0,2 м (для условий верхних горизонтов месторождения)	21,0
Размеры блоков 0,25 × 0,25 м (для условий глубоких горизонтов месторождения)	27,4

Технология отработки месторождения при нисходящем порядке

При отработке залежи в нисходящем порядке, предлагается применять камерную систему разработки с выемкой ромбовидными камерами. Для установления безопасных геометрических параметров выемочных единиц были произведены геомеханические расчёты с учетом физико-механических свойств руды, а также угла наклона рудной стенки камеры.

Расчет производился по формуле О. Т. Токмурзина [2], результаты расчетов представлены в Таблица 2.

Таблица 2. Устойчивость наклонной рудной стенки под углом 75° в зависимости от физико-механических свойств массива

Наименование массива	Высота устойчивой вертикальной рудной стенки, м	Высота устойчивой наклонной стенки с углом наклона 75° , м
Кимберлиты (для условий верхних горизонтов месторождения)	25,5	52,4
Кимберлиты (для условий глубоких горизонтов месторождения)	38,1	82,1

Выемка запасов рудного тела при использовании данной системы начинается с кровли нижнего яруса. Перед тем как приступить к отработке запасов непосредственно ромбовидными камерами необходимо сформировать переходную зону. Переходная зона представляет собой трапецевидные камеры, которые геометрически соответствуют полуромбу и имеют параметры:

- длина – до 45 м;
- ширина изменяется от 6 м в почве камеры до 16 м в кровле камеры;
- высота соответствует высоте выемочного подэтажа и составляет 20 м.

Камеры переходной зоны отрабатываются в камерно-целиковом порядке по схеме 1-2-1-2 (рис. 6).

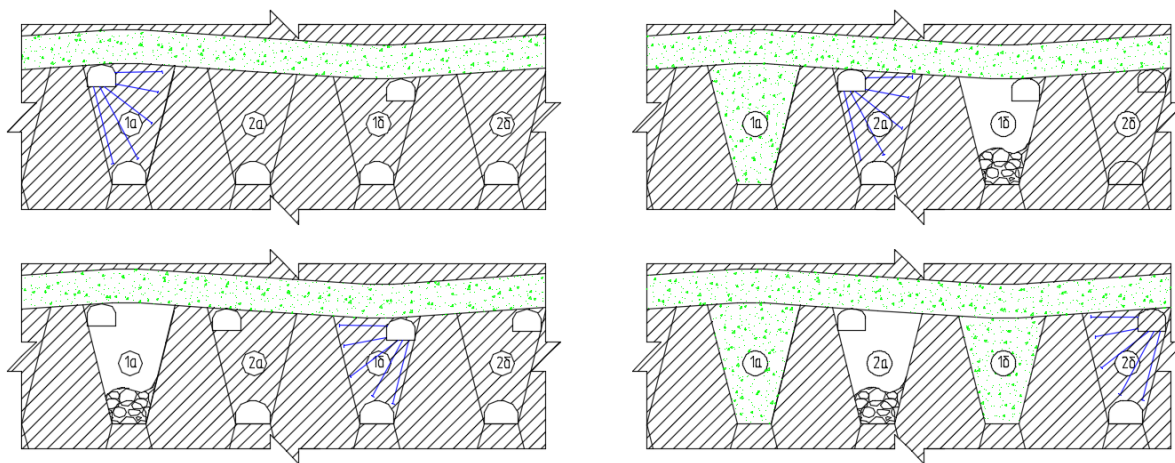


Рис. 6. Порядок отработки камер переходной зоны

После отработки нескольких камер переходной зоны становится возможным приступить к формированию ромбовидных камер с целью дальнейшего развития горных работ.

Сущность варианта системы разработки с выемкой ромбовидными камерами при их расположении в «шахматном» порядке заключается в следующем:

Начальная стадия очистной выемки состоит в оформлении отрезного восстающего и отрезной щели в торце камеры между буро-закладочной и буро-доставочной выработками. Отгрузка отбитой руды при оформлении отрезной щели производится из буро-доставочного орта, пройденного на уровне почвы камеры.

Нормальная стадия очистных работ состоит в послышной отбойке нисходящих вееров скважин на компенсационное пространство, образованное отрезной щелью,

пробуренных из буро-закладочной выработки на 1/2 высоты ромба (20 м), а также отбойкой восходящих вееров скважин глубиной 20 м, пробуренных из буродостовочного орта. Отставание восходящей отбойки от нисходящей составляет не менее трех вееров скважин.

По окончании отбойки руды в камере осуществляется зачистка почвы камеры с помощью ПДМ, оборудованной системой дистанционного управления. Машина при зачистке движется непосредственно по почве камеры [1].

Камеры располагают в крест простирания рудного тела.

Для отработки запасов руды предусмотрен камерно-целиковый порядок отработки по схеме 1-2-1 (Рис. 7).

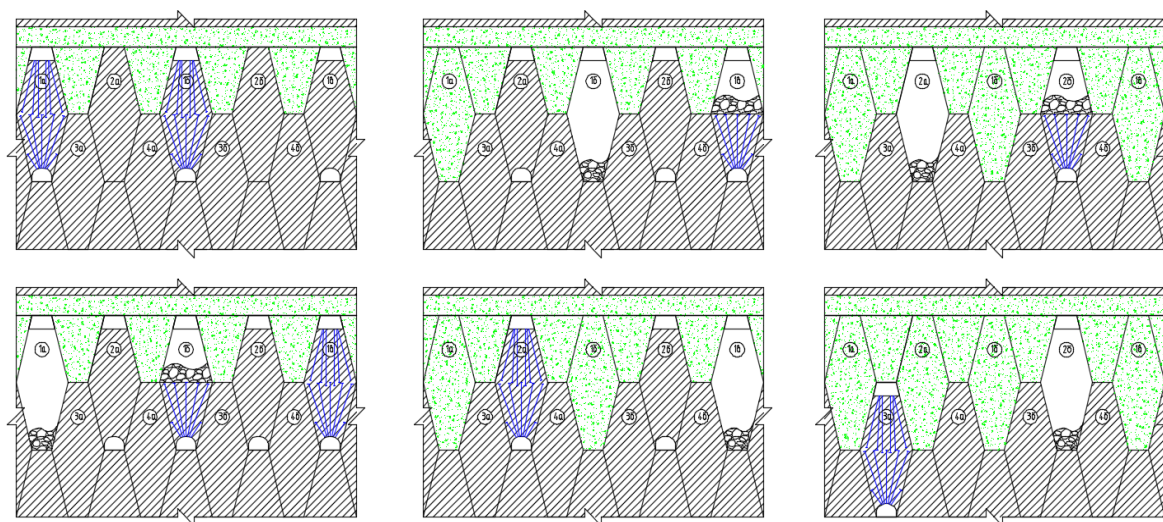


Рис. 7. Порядок отработки ромбовидных камер

На основании данных таблицы (Таблица 3), можно сделать главный вывод о том, что обе системы достигают заданных условий по производительности (2 млн т/год).

В пользу системы с двух-стадийной отработкой камер говорит лучший удельный показатель ПНР, а также увеличенная высота подэтажа. Однако данная система сложна в понимании и реализации, а также требует проведения опытно-промышленных испытаний.

Основным преимуществом системы с ромбовидными камерами является то, что данная технология довольно длительно и успешно применяется на руднике «Айхал», который также является активом компании «Алроса».

В настоящий момент компанией «Алроса» проводится технико-экономическое сравнение двух вариантов систем разработки.

Таблица 3. Сравнительная таблица вариантов предлагаемых технологий

Параметры систем разработки	Восходящий порядок. Система разработки с камерной выемкой и закладкой с двухстадийным порядком выемки камер	Нисходящий порядок. Система разработки ромбовидными камерами с твердеющей закладкой
Балансовые запасы камеры, т	26 250	49 500
Производительность, млн т/год	2,0	2,0
Удельный объем ПНР м ³ /1000 т	42,8	62,4
Срок твердения закладочного массива, сут	42	28
Высота подэтажа, м	50	20
Высота камер, м	50	40
Потери, %	3,2	3,1
Разубоживание, %	13,6	9,4

ЛИТЕРАТУРА

1. Технологический регламент на проектирование вскрытия и отработки запасов глубоких горизонтов подземного рудника «Мир». Екатеринбург: АО «Уралмеханобр», 2019.
2. Токмурзин О. Т. Определение предельной высоты плоских откосов в однородной среде // Известия вузов. Горный журнал. – 1978. – № 5. – с. 18-21.

ИНЖЕНЕРНЫЙ РАСЧЕТ ОПОРНЫХ ЦЕЛИКОВ

ФЕКЛИСТОВ Ю. Г.¹, ВАНДЫШЕВ А. М.², ПОТАПОВ В. В.²

¹Институт горного дела УрО РАН

²Уральский государственный горный университет

Аннотация. В статье приводятся методика и примеры расчета устойчивых размеров целиков в условиях Североуральского бокситового месторождения при применении столбовой системы разработки с однослойной выемкой. Расчеты устойчивых размеров целиков базируются на решении задачи о совместном деформировании целиков, боковых пород и элементов крепи в очистных заходках и выработок.

Ключевые слова: напряжение, деформации, очистная выемка, механические свойства пород, система разработки, целики, прогнозный расчет, ширина ленточных целиков, устойчивость целиков.

ENGINEERING CALCULATION OF SUPPORT PILLARS

FEKLISTOV YU. G.¹, VANDYSHEV A.M.², POTAPOV V. V.²

¹Institute of Mining URAL BRANCH OF RAS

²Ural State Mining University

Abstract. The article presents the methodology and examples of calculating the stable dimensions of the pillars in the conditions of the Severouralsky bauxite deposit when using a column development system with a single-layer excavation. Calculations of the stable dimensions of the pillars are based on solving the problem of joint deformation of the pillars, side rocks and support elements in the cleaning approaches and workings.

Keywords: stress, deformations, stope, mechanical properties of rocks, underground mining system, pillars, predictive calculation, width of belt pillars, stability of pillars.

Опытнo-промышленные испытания столбовой системы с однослойной выемкой и креплением проводились на шахте «Черемуховская» на участках рудных тел со средней нормальной мощностью 3,0 м (на отдельных участках до 3,5–4,0 м) и покрывающими породами в виде сланцев корбонатно-глинистого состава.

Бокситовая залежь характеризуется прерывистым оруденением наличием безрудных зон в виде поднятий известняков лежащего бока. Площадь безрудий достигает 30 % от общей площади разрабатываемой залежи. Расстояние между безрудными зонами колеблется в пределах 50–120 м. При проведении работ в опытных блоках было выявлено, что практически в каждом отработанном столбе находится 1–2 безрудных участка, размерами сторон от 0,3 до 0,6 м. Залегающие в кровле сланцы мощностью от 12 до 20 м, содержит карбонатов от 7 до 12 до 24 % и имеют достаточно прочную связь между слоями. При ведении очистных работ площадного обрушения пород кровли не происходило, были выявлены, только отдельные локальные обрушения кровли в виде куполов высотой 1–1,5 м. Все вышеперечисленные факторы указывают на защитное влияние естественных опор (безрудных зон), которые несут основные нагрузки при образовании свода.

Применение столбовой системы разработки с креплением и необходимость сохранения рудного, восстающего на весь срок службы этажа обуславливает оставление ленточных охранных целиков в центре выемочных блоков по падению у рудного восстающего (рис. 1). В крыльях выемочных столбов в связи с увеличением

уровня напряженного состояния на больших глубинах также необходимо оставлять ленточные промежуточные целики по падению.

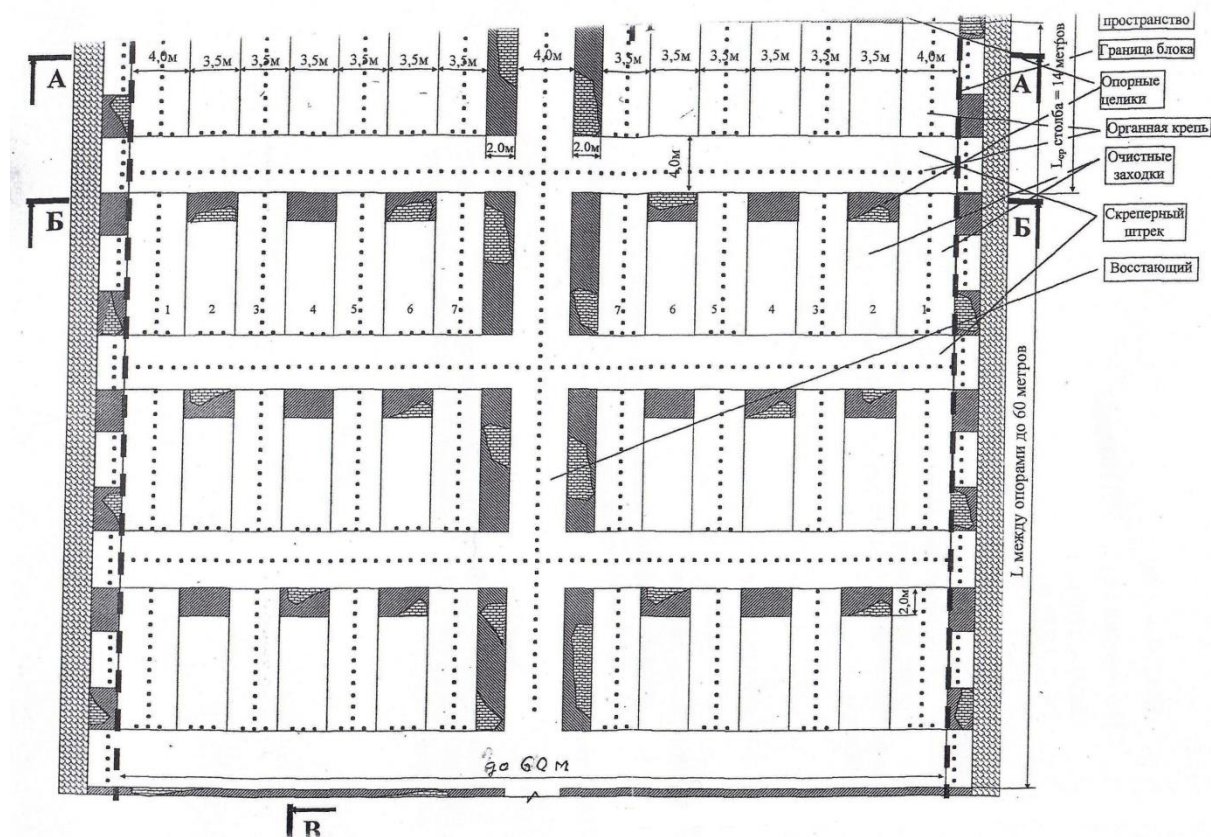


Рис. 1. Схема выемочного блока при применении столбовой системы разработки с креплением

Современные расчеты устойчивых размеров целиков, их ширины $a_{ц}$ – базируется на решение задачи о совместном деформировании целиков, боковых пород и элементов крепи очистных заходок и выработок. Это предполагает знание компонент начального состояния массива пород и их изменение при очистной выемке, а также физико – механических свойств руды, пород, материалы крепи и их изменение во времени [1–5].

Средние напряжения ($\sigma_{ц}$) в целиках можно определить из выражения

$$\sigma_{ц} = \sigma_{н} + \Delta\sigma_{н} - \sigma_{к} \leq [\sigma_{ц}] \text{ МПа,} \quad (1)$$

где $\sigma_{н}$ – средние нормальные первоначальные напряжения, действующие в массиве перпендикулярно плоскости залежи, до начала очистной выемки, МПа;

$\Delta\sigma_{н}$ – изменение (приращение) $\sigma_{н}$ за счет образования выработанного пространства при выемке руды с учетом деформационных свойств руды и боковых пород, и реакции целиков, МПа;

$\sigma_{к}$ – прогнозные средние напряжения реактивного противодействия крепи очистных заходок и выработок (реакция отпора), МПа;

$[\sigma_{ц}]$ – предел прочности(устойчивости) целика с учетом предела прочности руды на сжатие в образце и коэффициентов запаса прочности, структурного ослабления, длительной прочности и формы целика, МПа.

Средние нормальные напряжения залежи σ_n , а также напряжения действующие по ее падению – восстанию σ_n можно определить используя положения теории упругости

$$\begin{aligned}\sigma_n &= 0,5(\sigma_1 + \sigma_2) - 0,5(\sigma_1 - \sigma_2) \cdot \cos 2\alpha, \\ \sigma_n &= 0,5(\sigma_1 + \sigma_2) - 0,5(\sigma_1 - \sigma_2) \cdot \cos 2\alpha,\end{aligned}\quad (2)$$

где σ_1, σ_2 – главные начальные напряжения, МПа;

α – угол падения залежи, град.

Для массива пород СУБРа установлено соотношение главных напряжений $\sigma_1 : \sigma_2 : \sigma_3 = 1 : 0,7 : 0,6$. Поскольку напряжения σ_1 действует в крест простирания месторождения σ_2 – вертикально и равны гравитационным нагрузкам от веса налегающих пород, а σ_3 действует по простиранию, то значения напряжений с учетом среднего удельного веса пород γ и расчетной глубины H можно определить из выражений

$$\sigma_1 = 1,43 \cdot \gamma \cdot H; \quad \sigma_2 = 1,0 \cdot \gamma \cdot H; \quad \sigma_3 = 0,86 \cdot \gamma \cdot H. \quad (3)$$

Схема к расчету напряжений в целиках приведена на рис. 2.

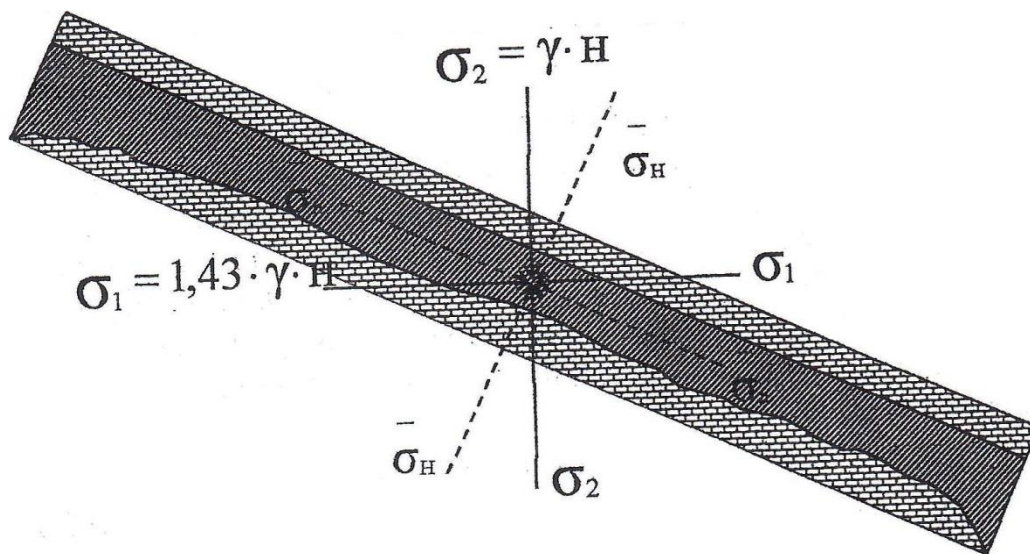


Рис. 2. Схема к расчету напряжений

Изменения нормальных напряжений за счет образования выработанного пространства определится из выражения

$$\Delta \sigma_n = \frac{U_{\max} \cdot (1 - S_n / S)}{m / E_p + \left[a_n^2 / \pi \cdot 2 / E_n \cdot (1 - \mu_n^2) \right]}, \quad (4)$$

где U_{\max} – максимальные деформации (схождение) пород висячего и лежащего боков залежи, на выработанное пространство, м;

S_n, S – площади соответственно целиков и выработанного пространства в плоскости залежи, м²;

m – мощность залежи, м;

E_p, E_{II} – модули упругости Юнга соответственно руды и вмещающих пород, МПа;

a_{II} – искомая ширина опорных целиков, м;

μ – коэффициент Пуассона пород.

Максимальные деформации (схождение) пород на выработанное пространство можно определить из выражений:

– при наличии непогашенной консоли пород в предыдущем столбе (панели)

$$U_{\max} = 0,3H_{\text{экв}} \cdot \sigma_1 \cdot 2 / E_{II}; \quad (5)$$

– при отсутствии консоли пород в предыдущей панели по восстанию

$$U_{\max} = 0,25H_{\text{экв}} \cdot \sigma_1 \cdot 2 / E_{II}, \quad (6)$$

где $H_{\text{экв}}$ – высота (эквивалентная) массива пород, определяющая величину схождения пород на выработанное пространство, м,

$$H_{\text{экв}} = 0,6 \cdot l_{II}, \quad (7)$$

где l_{II} – размер столба (панели) по простиранию, м.

Прогнозный расчет средних напряжений, создаваемых реактивным противодействием крепи заходок, выполняется при условии полного начального распора стоек крепи и без учета сжатия верхняков в узлах крепежной рамы и вдавливания стоек в почву:

$$\sigma_k = R \cdot n, \quad (8)$$

где R – несущая способность одной деревянной стойки, КН,

$$R = \pi \cdot d^2 \cdot 0,25 \cdot R_{\text{сж}}, \quad (9)$$

d – диаметр стойки, $d = 0,22$ м;

$R_{\text{сж}}$ – расчетное сопротивление древесины сосны на сжатие вдоль волокон по СНиП II–В.4-62, п.2.1, $R_{\text{сж}} = 13$ МПа;

n – количество стоек на 1 м^2 заходки, $1/\text{м}^2$.

При установке рам крепи вплотную с последующей установкой 4 стоек органки под верхняк каждой рамы получаем 12 стоек на 3 м^2 выработки, тогда $n = 4$ стойки на 1 м^2 .

Таким образом, подставив в (8) наши условия, получаем

$$\sigma_k = 3,14 \cdot 0,038 \cdot 0,25 \cdot 13 \cdot 4 = 1960 \text{ КН/м}^2 = 196 \text{ тс/м}^2 \approx 2,0 \text{ МПа}.$$

Предел прочности массива целика можно определить из выражения

$$[\sigma]_{II} = [\sigma]_{\text{сж}} \cdot K_{\text{со}} \cdot K_d \cdot K_{\phi} / K_3, \quad (10)$$

где $[\sigma]_{\text{сж}} = 65$ МПа – предел прочности руды в образце (боксит красный, немаркий);

$K_{\text{со}} = 0,7$ – коэффициент структурного ослабления боксита;

$K_{\text{д}} = 0,75$ – коэффициент длительности прочности руды;

$K_{\text{ф}}$ – коэффициент формы целика, учитывающий влияние объемности на устойчивость целика;

$$K_{\text{ф}} = 0,75 + 0,5a_{\text{ц}} / m. \quad (11)$$

Поскольку, все коэффициенты, кроме $K_{\text{ф}}$, имеют конкретные значения, то для упрощения расчетов их следует объединить в общий коэффициент снижения прочности рудного массива в целике по сравнению с прочностью в образце ($K_{\text{сп}}$)

$$K_{\text{сп}} = K_{\text{со}} \cdot K_{\text{д}} / K_{\text{з}} = 0,7 \cdot 0,75 / 1,38 = 0,38. \quad (12)$$

Тогда уравнение будет иметь вид

$$[\sigma]_{\text{ц}} = [\sigma]_{\text{сж}} \cdot K_{\text{сп}} \cdot K_{\text{ф}}. \quad (13)$$

Ширина ленточных опорных целиков может быть определена путем решения уравнений (1), (4), (13) с учетом (2) и (11) относительно $a_{\text{ц}}$. В результате получаем уравнение типа

$$A \cdot a_{\text{ц}}^2 + B \cdot a_{\text{ц}} + C = 0, \quad (14)$$

$$\text{где } A = \frac{0,6[\sigma]_{\text{сж}} \cdot K_{\text{сп}} \cdot K_{\text{ф}}}{m} \cdot \frac{2}{E_{\text{ц}}}; \quad (15)$$

$$B = \frac{0,5[\sigma]_{\text{сж}} \cdot K_{\text{сп}} \cdot K_{\text{ф}}}{E_{\text{р}}} + 0,9 \cdot [\sigma]_{\text{сж}} \cdot K_{\text{сп}} \cdot \frac{2}{E_{\text{ц}}} - (1,2 \cdot \sigma_{\text{н}} - \sigma_{\text{к}}) \cdot \frac{2}{E_{\text{ц}}}; \quad (16)$$

$$C = \frac{0,75[\sigma]_{\text{сж}} \cdot m \cdot K_{\text{сп}}}{E_{\text{р}}} + \frac{(\sigma_{\text{п}} - \sigma_{\text{к}}) \cdot m}{E_{\text{р}}} - U_{\text{max}} \left(1 - \frac{S_{\text{ц}}}{S} \right). \quad (17)$$

Решение уравнения (14) имеет вид, м:

$$a_{\text{ц}} = \frac{-B \pm \sqrt{B^2 - 4A \cdot C}}{2A}. \quad (18)$$

Далее приводятся примеры использования предлагаемой методики расчета опорных целиков.

Пример.1.

Рассчитать ширину ленточных опорных и промежуточных целиков для следующих условий: рис. 2

$H = 800$ м; $\alpha = 25^\circ$; $l_{\text{п}} = 52$ м; $m = 3$ м; руда – боксит красный немаркий $[\sigma]_{\text{сж}} = 65$ МПа, $E_{\text{п}} = 4 \cdot 10^4$ МПа, $K_{\text{сж}} = 0,7$, $f = 6-8$; боковые породы – известняки светло-серые $E_{\text{п}} = 5 \cdot 10^4$ МПа, $\mu_{\text{п}} = 0,3$, $\gamma = 0,027$ МН/м³ $f = 4-6$.

По формулам (2) и (3) рассчитываем главные и средние нормальные напряжения

$$\begin{aligned} l &= 1,43 \cdot 0,027 \cdot 800 = 30,8 \text{ МПа}; \\ \sigma_2 &= 1,0 \cdot 0,027 \cdot 800 = 21,6 \text{ МПа}; \\ \sigma_{\text{н}} &= 0,5(30,8 + 21,6) - (30,8 - 21,6)0,5 \cdot \text{Cos}2 \cdot 25^\circ = 23,2 \text{ МПа}; \\ \sigma_{\text{н}} &= 0,5(30,8 + 21,6) + (30,8 - 21,6)0,5 \cdot \text{Cos}2 \cdot 25^\circ = 29,1 \text{ МПа}. \end{aligned}$$

Величину максимальных деформаций боковых пород на выработанное пространство определяем из выражения (5) с учетом (7), считывая консоль пород выше обрабатываемого столба (панели) непогашенной

$$\begin{aligned} H_{\text{эжв}} &= 0,6 \cdot 52 = 31,2 \text{ м}, \\ U_{\text{max}} &= 0,3 \cdot 31,2 \cdot 30,8 \cdot 2 / 5 \cdot 10^4 = 11,5 \cdot 10^{-3} \text{ м}; \\ A &= \frac{0,6 \cdot 0,65 \cdot 0,38}{3} \cdot \frac{2}{5 \cdot 10^4} = 0,198 \cdot 10^{-3}; \\ B &= \frac{0,5 \cdot 65 \cdot 0,38}{4 \cdot 10^4} + 0,9 \cdot 65 \cdot 0,38 \cdot \frac{2}{5 \cdot 10^4} - (1,2 \cdot 23,2 - 2,0) \cdot \frac{2}{5 \cdot 10^4} = 0,19 \cdot 10^{-3}; \\ C &= \frac{0,75 \cdot 65 \cdot 3 \cdot 0,38}{4 \cdot 10^4} + \frac{(23,2 - 2,0) \cdot 3}{4 \cdot 10^4} - 11,5 \cdot 10^{-3} (1 - 0,16) = -6,63 \cdot 10^{-3}. \end{aligned}$$

Полагая, что в столбе (панели) будет оставлено 4 целика суммарной площадью $S_{\text{ц}} = a_{\text{ц}} \cdot h_{\text{ц}} = 3 \cdot 10 \cdot 4 = 120 \text{ м}^2$, а площадь столба составит $S = l_{\text{ц}} \cdot h_{\text{п}} = 52 \cdot 14 = 728 \text{ м}^2$, определим отношение $S_{\text{ц}} / S = 120 / 728 = 0,16$

$$a_{\text{ц}} = \frac{-(+0,19) \pm \sqrt{0,19^2 - 4 \cdot 0,198 \cdot (-6,63)}}{2 \cdot 0,198} = \frac{-0,19 \pm \sqrt{0,036 + 5,25}}{0,396} = 5,3 \text{ м}.$$

Пример 2. Условия те же, что и в примере 1, но боковые породы представлены углистыми сланцами $E_{\text{п}} = 2 \cdot 10^4$ МПа, $f = 2-4$, $\sigma_1 = 30,8$ МПа, $\sigma_2 = 21,6$ МПа, $\sigma_{\text{н}} = 23,2$ МПа.

$$\begin{aligned} H_{\text{эжв}} &= 31,2 \text{ м}; \\ U_{\text{max}} &= 0,3 \cdot 31,2 \cdot 30,8 \cdot 2 / 2 \cdot 10^4 = 28,8 \cdot 10^{-3} \text{ м}; \\ A &= \frac{0,6 \cdot 0,65 \cdot 0,38}{3} \cdot \frac{2}{2 \cdot 10^4} = 0,495 \cdot 10^{-3}; \\ B &= \frac{0,5 \cdot 65 \cdot 0,38}{4 \cdot 10^4} + 0,9 \cdot 65 \cdot 0,38 \cdot \frac{2}{2 \cdot 10^4} - (1,2 \cdot 23,2 - 2,0) \cdot \frac{2}{2 \cdot 10^4} = +0,033 \cdot 10^{-3}; \end{aligned}$$

$$C = \frac{0,75 \cdot 65 \cdot 3 \cdot 0,38}{4 \cdot 10^4} + \frac{(23,2-2,0) \cdot 3}{2 \cdot 10^4} - 28,8 \cdot 10^{-3} (1-0,16) = -21,22 \cdot 10^{-3};$$

$$S_{\text{ц}} / S = 0,16$$

$$a_{\text{ц}} = \frac{-(+0,033) \pm \sqrt{0,033^2 - 4 \cdot 0,495 \cdot (-21,22)}}{2 \cdot 0,495} = \frac{-0,033 \pm \sqrt{0,001 + 42,01}}{0,99} = 6,5 \text{ м.}$$

На основании приведенных расчетов суммарная ширина опорных и промежуточных целиков на период отработки всей панели при боковых породах представленных известняками и сланцами составила соответственно 5,3 и 6,5 м. Поскольку из технологических соображений, как правило, предусматривается оставлять два опорных целика для охраны рудного восстающего и по одному промежуточному целику в каждом крыле панели, то необходимо разделить суммарную ширину целиков на 4 и добавить с каждой стороны целика по 0,5–0,8 м для компенсации нарушенности массива целика от буровзрывных работ. Окончательная ширина целиков должна составлять не менее 3 м.

Необходимо отметить, что данная методика позволяет рассчитывать ширину целиков для рассматриваемой системы разработки на глубине 800–1000 м, так как прогнозные нормальные напряжения примерно равны пределу прочности массива целиков.

Аналогичный расчет для глубин более 1000 м нежелателен, поскольку уровень нормальных напряжений примерно на 25 % выше предела прочности целика. Расчет будет правомерным в случае проведения специальных исследований параметров напряженного состояния и физико-механических свойств массива на больших глубинах, где возможно более благоприятное соотношение этих характеристик.

ЛИТЕРАТУРА

1. Ломоносов Г. Г. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. 2-е изд. М.: Горная книга, 2013. 517 с.
2. Баранов А. О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. М.: Недра, 1985. 283 с.
3. Аксенов А. А., Вандышев А. Н., Зотеев О. В., Феклистов Ю. Г. Обоснование параметров столбовой однослойной системы разработки с обрушением кровли // Проблемы и перспективы развития подземной геотехнологии XXI веке: материалы Международной конференции. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2001. С. 95–102.
4. Казикаев Д. М. Геомеханика подземной разработки руд. М.: МГУ, 2005. 542 с.
5. Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов. Чита: ВНИПИгорцветмет, Читинский филиал, 1988. 126 с.

УДК 622.684:629.3

ФОРМИРОВАНИЕ НЕРАБОЧИХ БОРТОВ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ СХЕМЕ ВСКРЫТИЯ ГЛУБОКИХ КИМБЕРЛИТОВЫХ КАРЬЕРОВ

ЛЕЛЬ Ю. И.¹, ИСАКОВ С. В.¹, ГЛЕБОВ И. А.², ГАНИЕВ Р. С.¹

¹ Уральский государственный горный университет

² Институт горного дела УрО РАН

Аннотация. Разработана методика расчета значений конструктивных углов откосов нерабочих бортов при вскрытии глубоких карьеров спиральными автосъездами. На примере Нюрбинского карьера АК «АЛРОСА» (ПАО) рассмотрено формирование нерабочих бортов при внедрении комбинированной схемы вскрытия крутонаклонными автосъездами и законтурным тоннелем. Установлены основные закономерности влияния параметров вскрытия на угол откоса нерабочих бортов. Внедрение комбинированной схемы вскрытия позволит сократить объем вскрышных работ в 3–8 раз по сравнению с традиционной схемой и схемой вскрытия крутонаклонными автосъездами.

Ключевые слова: карьер, уклон спиральной трассы, угол откоса нерабочего борта, устойчивый угол откоса, коэффициент запаса устойчивости, полноприводный автосамосвал, тоннель, мощность рудного тела.

FORMATION OF NON-WORKING SIDES WITH A COMBINED SCHEME OF OPENING DEEP KIMBERLITE QUARRIES

LEL' YU. I.¹, ISAKOV S. V.¹, GLEBOV I. A.², GANIEV R. S.¹

¹ Ural State Mining University

² Institute of Mining UB RAS

Abstract. A method has been developed for calculating the values of the structural angles of the slopes of non-working sides when opening deep quarries with spiral car ramp. Using the example of the Nyurbinsky quarry of JSC ALROSA (PAO), the formation of non-working sides is considered when implementing a combined opening scheme with steep-slope car ramp and a tunnel. The main regularities of the influence of the opening parameters on the slope angle of non-working sides are established. The introduction of a combined autopsy scheme will reduce the amount of stripping work by 3 to 8 times compared to the traditional scheme and the scheme of opening with steep-slope car ramp.

Keywords: quarry, slope of spiral route, slope angle of non-working side, stable slope angle, coefficient of stability margin, four-wheel drive dump truck, tunnel, ore body capacity.

Одной из наиболее актуальных проблем разработки глубоких, ограниченных в плане карьеров, к которым относятся кимберлитовые карьеры ПАО «АЛРОСА», является проблема дополнительного разноса бортов для размещения вскрывающих выработок (автосъездов). Размещение вскрывающих выработок ведет к вышолаживанию бортов карьеров по сравнению с их устойчивыми значениями, а дополнительный разнос составляет десятки миллионов кубометров вскрышных пород. При ведении открытых горных работ в криолитзоне наличие многолетней мерзлоты существенно повышает прочностные свойства подоткосного массива за счет цементирующих свойств льда, заполняющего трещины и микропоры. Пример изменения физико-механических свойств пород с глубиной разработки на одном из

кимберлитовых карьеров (трубка «Удачная») приведен на рис. 1. В глубинной зоне большинства кимберлитовых карьеров устойчивый угол откосов бортов может достигать $75-80^\circ$, в то же время как по условию размещения автосъездов он составляет $48-60^\circ$. Это приводит к значительному росту объемов вскрыши и существенно ограничивает эффективность открытых горных работ и предельную глубину карьеров.

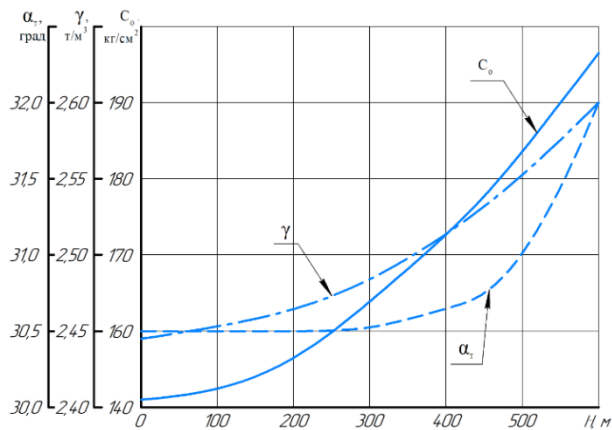


Рис. 1. Изменение физико-механических свойств пород трубки «Удачная» с глубиной разработки H , м (по данным ВНИМИ):

γ – плотность пород в массиве; C_o – сцепление в образце; α_t – угол внутреннего трения

Одним из технологических решений по повышению эффективности отработки глубоких карьеров и расширению области применения открытого способа разработки при освоении коренных месторождений алмазов является комбинированная схема вскрытия глубоких горизонтов, заключающаяся в поэтапном переходе с определенной глубины на вскрытие крутонаклонными автосъездами и законтурными тоннелями спиральной формы при использовании полноприводных автосамосвалов. Главные преимущества полноприводных шарнирно-сочлененных автосамосвалов заключаются в использовании автосъездов с уклоном до $18-24\%$ и транспортных берм меньшей ширины по сравнению с автосамосвалами с колесной формулой 4×2 , что позволяет увеличить углы наклона нерабочих бортов карьеров, сократить дополнительный объем вскрыши от размещения вскрывающих выработок, объем проходки тоннелей и отработать карьеры до глубины $700-750$ м.

В теории и практике открытых горных работ вопросам проектирования автомобильных трасс спиральной формы, расчету объемов дополнительного разноса бортов от размещения автотранспортных коммуникаций и значений углов нерабочих бортов уделено значительное внимание. Однако предлагаемые аналитические методы характеризуются значительной сложностью, дают приблизительные результаты и не учитывающие всего комплекса технологических параметров вскрытия. Наиболее приемлемым для условий кимберлитовых карьеров при вскрытии крутопадающих рудных тел округлой формы является аналитический метод, разработанный в Криворожском горнорудном институте [1]. В основу метода положен вывод уравнения спиральной трассы и исследование основных её свойств и горизонтальной проекции. Для вывода уравнения рассмотрена модель карьера в виде усеченного конуса (рис. 2).

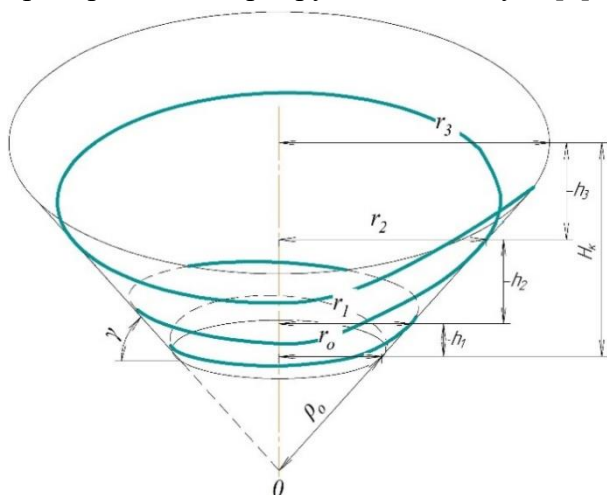


Рис. 2. Коническая модель карьера:

H_k – глубина карьера; γ – угол откоса борта карьера; r_0, r_1, r_2, r_3 – радиусы витков спиральной трассы; h_1, h_2, h_3 – глубины карьера, вскрываемые витками трассы; ρ_0 – расстояние от точки линии трассы до вершины конуса

При движении автотранспорта по конической поверхности борта карьера в каждой точке угол между линией трассы и её проекцией на горизонтальную плоскость остается постоянным, равным уклону i . На основании этого было составлено дифференциальное уравнение, решение которого позволило получить уравнение линии трассы. В результате получена аналитическая формула для расчета объема дополнительного разноса бортов карьера от размещения автотранспортных коммуникаций. Вместе с тем основным недостатком рассматриваемого метода является то, что в формуле объема дополнительного разноса используется уже известное значение угла откоса нерабочего борта (γ). В то же время угол γ определяется конструкцией нерабочего борта и зависит от уклона спиральной трассы (i), ширины транспортной бермы (B), количества витков спиральной трассы (n_B), высоты уступа (h_y) и других факторов. Угол откоса нерабочего борта является также контролируемым параметром и не может превышать значения, установленного по условиям устойчивости.

Среднее значение конструктивного угла нерабочего борта карьера определяется по формуле

$$\gamma = \arctg \frac{H_K}{(H_K/h_y - 1)b_{\sigma} + n_B B + H_K \operatorname{ctg} \alpha}, \quad (1)$$

где h_y – высота нерабочего уступа, м; b_{σ} – ширина бермы безопасности, м; n_B – среднее количество витков спиральной трассы; α – угол откоса нерабочего уступа, град.

В свою очередь, согласно [1],

$$n_B \approx \frac{\operatorname{tg} \gamma}{2\pi i} \ln(1 + H_K/r_o \gamma), \quad (2)$$

где i – уклон спиральной трассы, доли ед.; r_o – радиус дна карьера, м. Подставив выражение (2) в формулу (1), получим уравнение

$$\frac{\operatorname{tg}^2 \gamma}{2\pi i} \ln \left(1 + \frac{H_K}{r_o \operatorname{tg} \gamma} \right) B + \operatorname{tg} \gamma \left[\left(\frac{H_K}{h_y} - 1 \right) b_{\sigma} + H_K \operatorname{ctg} \alpha \right] - H_K = 0. \quad (3)$$

Обозначив $x = \operatorname{tg} \gamma$; $a = B/2\pi i$; $b = H_K/r_o$; $c = (H_K/h_y - 1) b_{\sigma} + H_K \operatorname{ctg} \alpha$; $d = H_K$, получим

$$ax^2 \ln \left(1 + \frac{b}{x} \right) + cx - d = 0, \quad (4)$$

После преобразования получим

$$\left(1 + \frac{b}{x} \right)^{ax^2} = e^{d-cx}, \quad (5)$$

Данное уравнение решается графически путем нахождения точки пересечения графиков двух функций

$$\begin{cases} f(x) = \left(1 + \frac{b}{x} \right)^{ax^2}; \\ f(x) = e^{d-cx}. \end{cases} \quad (6)$$

Пример определения тангенса угла нерабочего борта карьера ($\operatorname{tg} \gamma$) приведен в работе [2]. Исходные данные: $H_k = 450$ м, $h_y = 30$ м, $b_6 = 10$ м, $B_T = 30$ м, $i = 0,08$, $r_o = 100$ м, $\alpha = 75^\circ$. Получаем $\operatorname{tg} \gamma = 1,21$ или $\gamma = 50,4^\circ$.

Отработка кимберлитовых карьеров характеризуется увеличением углов откоса нерабочих бортов с глубиной разработки, что обусловлено как изменением параметров схем вскрытия, так и физико-механических свойств горных пород. Углы откосов изменяются от $40\text{--}45^\circ$ при отработке верхней зоны карьеров, сложенной покрывающими породами, до $70\text{--}75^\circ$ при отработке нижней зоны, сложенной коренными породами [3]. Вследствие этого карьеры в основном имеют выпуклый (циссоидальный) профиль нерабочих бортов (рис. 3).

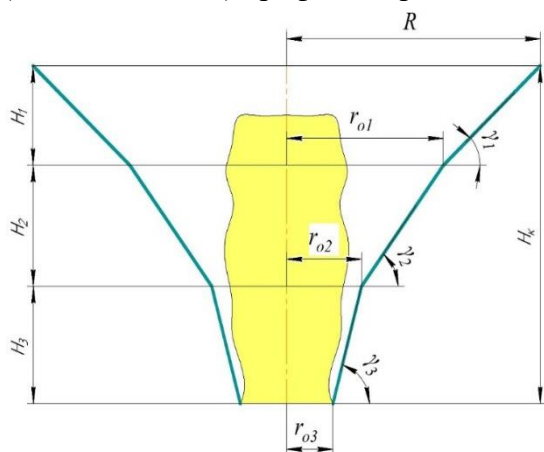


Рис. 3. Принципиальная схема разработки кимберлитовых карьеров с изменяемой геометрией нерабочих бортов:

H_1, H_2, H_3 – глубина этапов разработки с различными значениями углов откосов нерабочих бортов; $\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3$ – углы откосов нерабочих бортов на каждом этапе разработки

($\gamma_3 > \gamma_2 > \gamma_1$); r_{o1}, r_{o2}, r_{o3} – радиусы дна карьера на каждом этапе разработки; R – радиус карьера по поверхности; H_k – глубина карьера

При комбинированной схеме вскрытия, разработанной УГГУ и институтом «Якутнипроалмаз», выделяются три этапа, которые характеризуются различными значениями углов откосов нерабочих бортов [4]. I этап – вскрытие верхних горизонтов спиральными автосъездами с уклоном $i = 8\text{--}10\%$ при использовании автосамосвалов с колесной формулой 4×2 . II этап – переход на вскрытие крутонаклонными автосъездами ($i = 18\text{--}24\%$) при использовании полноприводных автосамосвалов. III этап – вскрытие законтурным тоннелем спиральной формы, пройденным за зоной сдвига, при использовании полноприводных автосамосвалов. Глубина каждой зоны определяется технико-экономическими расчетами. Расчет конструктивных углов нерабочих бортов производится для каждого этапа вскрытия. При этом радиус дна карьера предыдущего этапа является радиусом карьера по поверхности последующего этапа. Расчет производится в следующем порядке:

1. По формулам (1)–(5), решая графическим методом уравнение (6), определяется значение конструктивного угла нерабочего борта или его участка γ .

2. Рассчитывается значение устойчивого угла каждого участка борта карьера и борта в целом $\gamma_{уст}$. Оценка устойчивости производится путем сравнения расчетных (k_{3y}) и допустимых (k_{3y}^D) коэффициентов запаса устойчивости бортов. Для оценки k_{3y}^D используются следующие свойства слагающих борт пород: объемная масса, угол внутреннего трения, сцепление в образце и коэффициент структурного ослабления. Допустимое значение коэффициента запаса устойчивости определяется статистической погрешностью физико-механических свойств пород, параметрами надежности устойчивости и нормативными параметрами. Для условий большинства кимберлитовых карьеров k_{3y}^D принимается для борта (участка) равным 1,2 [5–8].

В табл. 1 и на рис. 4 приведены конструкция и результаты расчета устойчивости бортов Нюрбинского карьера АК «АЛРОСА» при внедрении инновационной схемы вскрытия.

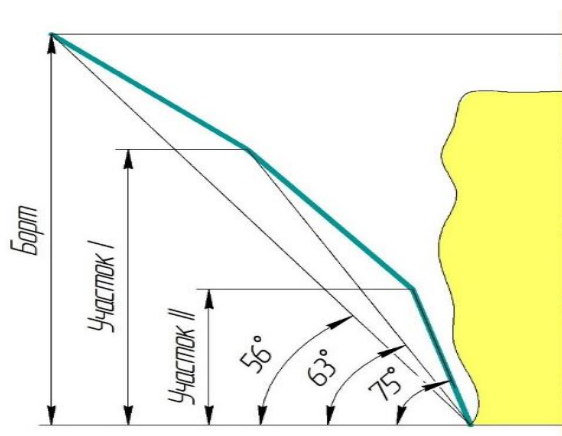


Рис. 4. Конструкция нерабочего борта Нюрбинского карьера при внедрении инновационной технологии вскрытия глубоких горизонтов крутонаклонными автосъездами и законтурным тоннелем

Таблица 1. Результаты расчета устойчивости бортов Нюрбинского карьера

Борт/ участок	Объемная масса пород, т/м ³	Условное сцепление, т/м ²	Угол внутреннего трения, град	Высота борта/ участка, м	Коэффицие нт структурног о ослабления	Угол откоса борта, град	k_{3y}
Борт	2,45	900	30,0	750	0,16	47/56*	1,25**
I	2,50	1000	30,0	620	0,11	52,2/63	1,20**
II	2,65	1300	29,8	336	0,11	75	1,32

*В числителе – минимальный угол, в знаменателе – максимальный устойчивый угол откоса борта;

**С учетом кривизны борта в плане.

Расчеты проведены по методике ВНИМИ (V схема) для необходимого плоского в плане борта методом алгебраического сложения сил [8]. Учитывая наличие слабых перекрывающих пород, было рассмотрено два варианта вероятных поверхностей сдвижения: 1 – круглоцилиндрическая по всему массиву; 2 – составная из двух участков круглоцилиндрических поверхностей по перекрывающим и вмещающим породам. Кривизна борта учитывалась путем введения поправки к углу борта на зажатость [6].

Из данных табл. 1 видно, что все участки проектируемого борта Нюрбинского карьера с учетом криволинейности в плане устойчивы [4].

3. Производится сравнение значений конструктивного и устойчивого углов откосов бортов карьера. При $\gamma \leq \gamma_{уст}$ производится расчет объема дополнительного разноса бортов от размещения автотранспортных коммуникаций. На втором этапе вскрытия при переходе на крутонаклонные автосъезды важно обеспечить максимальное значение конструктивного угла γ . Это достигается увеличением уклонов автосъездов и сокращением ширины транспортных берм при использовании полноприводных автосамосвалов.

4. При $\gamma > \gamma_{уст}$ необходима корректировка параметров нерабочего борта карьера. Это характерно для верхних горизонтов кимберлитовых карьеров, сложенных слабыми покрывающими породами (I этап вскрытия). Способами такой корректировки является уменьшение руководящего уклона автосъездов, увеличение ширины автосъездов и берм безопасности. Снижение уклона сопровождается увеличением количества витков спиральной трассы, что приводит к уменьшению конструктивного угла нерабочего борта и приближению его значений к $\gamma_{уст}$. Поэтому внедрение схем вскрытия крутонаклонными автосъездами в верхней зоне карьеров маловероятно как с позиций

геомеханики, так и с позиций технологии и экономики. После корректировки и обеспечения $\gamma \leq \gamma_{уст}$ производится расчет дополнительного разноса бортов.

5. На III заключительном этапе вскрытие нижних горизонтов производится законтурным автомобильным тоннелем спиральной формы. Соединение подземного автосъезда с рабочими горизонтами осуществляется квершлагами, которые проходятся в нерабочих бортах и погашаются по мере понижения горных работ. При такой схеме вскрытия угол наклона нерабочего борта в зоне тоннельного вскрытия не зависит от ширины и уклона транспортных коммуникаций, а определяется только условиями устойчивости. На нерабочем борту исключается размещение транспортных берм. Учитывая разницу значений расчетного и допустимого коэффициентов запаса устойчивости бортов на Нюрбинском карьере, угол наклона нерабочего борта в зоне тоннельного вскрытия может быть увеличен до 75° . Тоннельное вскрытие обеспечивает снижение гидродинамического давления грунтовых вод на борт карьера, что также будет способствовать увеличению угла откоса нерабочего борта. Наличие тоннеля позволяет размещать в пределах массива аппаратуру наблюдения за его состоянием. Кроме того, из тоннеля может быть установлено анкерное крепление, предотвращающее обрушение прибортового массива карьера [9]. Применение полноприводных автосамосвалов и крутых уклонов автосъездов позволяет значительно сократить капитальные вложения на проходку подземных выработок, что является основным ограничением при практической реализации указанного способа вскрытия.

На основе разработанной методики установлены основные закономерности влияния параметров схем вскрытия на угол откоса нерабочих бортов карьера и объем дополнительного разноса бортов от размещения автотранспортных коммуникаций. Расчеты приводились на примере гипотетического карьера с горнотехническими и горно-геологическими условиями, максимально приближенными к условиям кимберлитовых карьеров АК «АЛРОСА» (ПАО). Глубина карьера варьировалась от 200 до 800 м (850 м – предельная глубина кимберлитовых карьеров по данным института «Якутнипроалмаз»). Диапазон изменения уклона спиральной трассы принят от 8 % (использование автосамосвалов с колесной формулой 4×2) до 30 % (максимальный уклон при использовании полноприводных автосамосвалов с колесной формулой 6×6). Диапазон изменения радиуса дна карьера (мощности рудного тела) также принят по реальным параметрам кимберлитовых карьеров ($r_0 = 50 \dots 200$ м). Ширина транспортных берм изменялась от 9–10 м (использование роботизированных автосамосвалов САТ-745С грузоподъемностью 41 т с колесной формулой 6×6) до 30 м (использование автосамосвалов САТ-777D грузоподъемностью 91 т с колесной формулой 4×2).

В результате расчетов установлено, что наибольшее влияние на величину угла откоса нерабочего борта оказывает глубина карьера, уклон спиральных автосъездов и мощность рудного тела (рис. 5). При увеличении уклона трассы с 8 до 30 % угол откоса нерабочего борта увеличивается с $48\text{--}52^\circ$ до $57\text{--}60^\circ$, а объем дополнительного разноса бортов сокращается в 3,0–3,7 раза в зависимости от глубины разработки. Это связано прежде всего с уменьшением количества витков спиральной трассы.

Ввиду ограниченной грузоподъемности полноприводных автосамосвалов (40–60 т) ширина транспортных берм при их использовании не оказывает существенного влияния на объем дополнительного разноса бортов. При увеличении радиуса дна карьера (мощности рудного тела) с 50 до 200 м влияние уклона на дополнительный объем разноса бортов снижается, что также объясняется сокращением количества витков спиральной трассы. Таким образом, внедрение схем вскрытия крутонаклонными автосъездами в первую очередь рекомендуется на кимберлитовых карьерах при разработке рудных тел небольшой мощности.

В табл. 2 представлены сравнительные параметры различных схем вскрытия и отработки карьера «Нюрбинский» АК «АЛРОСА» (ПАО). Предварительными расчетами установлено, что внедрение комбинированной инновационной схемы вскрытия с изменяемой геометрией нерабочих бортов позволит сократить объемы вскрышных работ в 3–8 раз относительно традиционной схемы вскрытия и схемы вскрытия крутонаклонными автосъездами

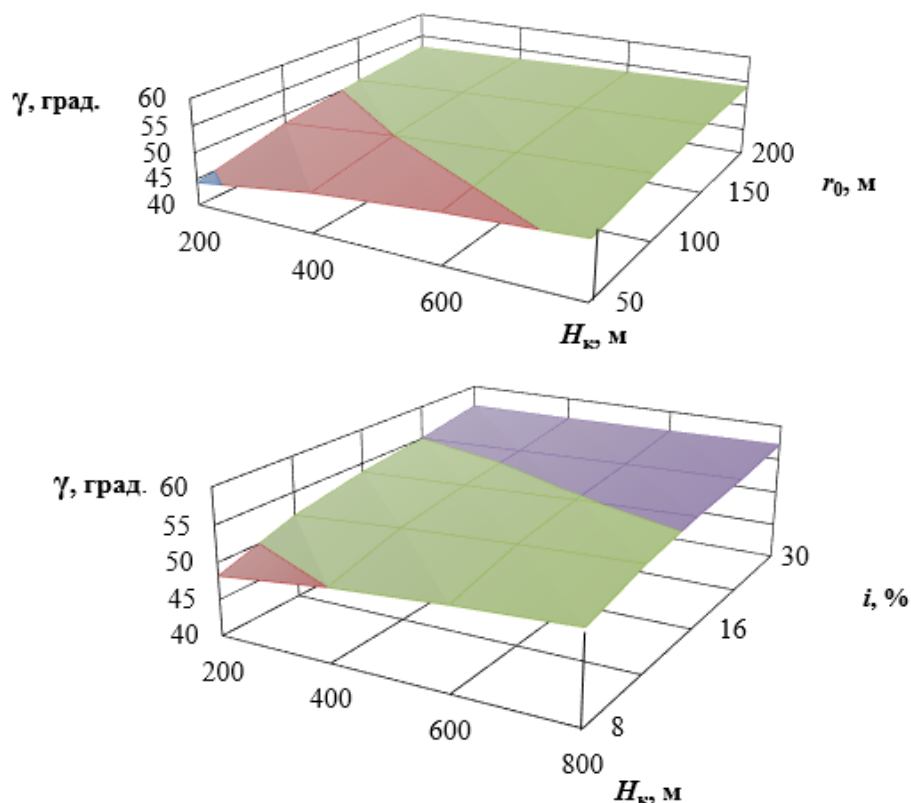


Рис. 5. Закономерности изменения угла откоса нерабочего борта карьера (γ) от руководящего уклона спиральной трассы (i), глубины карьера (H_k) и радиуса дна карьера (r_0) (автосамосвалы САТ-745С)

Таблица 2. Параметры различных схем вскрытия и разработки карьера «Нюрбинский»

Параметры	Схемы вскрытия		
	Традиционная	Крутонаклонными съездами	Инновационная с изменяемой геометрией нерабочих бортов
Глубина карьера, м	750		
Угол откоса нерабочего борта во вмещающих породах, град	45–48	49–57	54–63
Объемы в контуре карьера:			
руда, млн т	9,7	9,7	9,7
вскрыша, млн м ³	358,0	135,0	44,9
горная масса, млн м ³	361,9	138,9	48,8
Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши, м ³ /т	37,7	14,2	4,7

Экономический эффект по предварительной оценке составит 13,7 млрд. руб. Основные результаты исследования удостоены диплома в номинации «Инновационный»

проект» открытого конкурса инновационных проектов АК «АЛРОСА»» (ПАО) и приняты к внедрению.

ЛИТЕРАТУРА

1. Вилкул Ю. Г., Слободянюк В. К., Максимов И. И. Теоретические основы определения объемов горнокапитальных работ при вскрытии глубоких карьеров трассами спиральной формы // ГИАБ. 2007. № 7. С. 17–23.
2. Лель Ю. И., Глебов И. А., Буднев А. Б., Исаков С. В., Ганиев Р. С. К обоснованию параметров крутонаклонных автосъездов при вскрытии глубоких горизонтов кимберлитовых карьеров // Изв. вузов. Горный журнал. 2020. № 7. С. 21–32.
3. Чантурия В.А, Трубецкой К.Н., Каплунов Д.Р. и др. Комплексные исследования и внедрение инновационных геотехнологий добычи и глубокой переработки кимберлитов // Горный журнал. 2011. № 1. С. 10–13.
4. Инновационный проект «Развитие технологии открытой разработки алмазородных месторождений (на примере доработки запасов руды трубки «Нюрбинская»): отчет о НИР / Якутнипроалмаз; руководитель Акишев А. Н. Мирный, 2017. 20 с.
5. Определение оптимальных параметров бортов и уступов карьера «Нюрбинский» при увеличении глубины отработки: отчет о НИР / Якутнипроалмаз; руководитель Коноваленко В. Я. Мирный, 2006. 20 с.
6. Изучить физико-механические свойства вмещающих пород в окрестностях карьера на трубке «Нюрбинская» по инженерно-геологическим скважинам до глубины абс. отм. –400 м: отчет о НИР / Якутнипроалмаз; руководитель Бокий И. Б. Мирный, 2014. 28 с.
7. Коноваленко В. Я. Справочник физико-механических свойств горных пород алмазных месторождений Якутии. Новосибирск, 2012. 276 с.
8. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. Л.: ВНИМИ, 1972. 165 с.
9. Hustrulid W. A., Seegmiller B., Stephansson O. In-the-wall haulage for open-pit mining // Mining Engineering, 1987. Vol. 39. No. 2. P. 119–123.

КОМБИНИРОВАННАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ОСВОЕНИЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С РАЗМЕЩЕНИЕМ ОТВАЛЬНЫХ ХВОСТОВ

ПОГОСЯН Д. К.

Национальный политехнический университет Армении

Аннотация. Создан новый комбинированный способ эксплуатации, сочетающий в себе достоинства открытого и подземного способов разработки с одновременным формированием подземных пустот – свободных объемов для размещения отвальных хвостов, что в совокупности обеспечивает высокие технико-экономические показатели добычи руды и улучшение экологической ситуации.

Основной характерной особенностью нового способа является то, что мощное и весьма мощное крутопадающее вытянутое рудное тело в верхней части разрабатывается открытым способом. Затем ниже дна карьера в массиве рудного тела предварительно создаются поперечные вертикальные стенки-диафрагмы и наклонные стенки со стороны боков рудного тела, после чего ограниченные с боков бетонными и железобетонными стенками, временные рудные целики обрабатываются системой этажной отбойки с торцовым выпуском руды, где отбойка руды осуществляется с помощью параллельно расположенных взрывных скважин, пробуренных со дна карьера. В результате создается подземное сооружение – камеры, которые могут использоваться для размещения отвальных хвостов.

Ключевые слова: руда, комбинированный способ, камера, стенка, разработка, хвосты, карьер, подземный рудник.

COMBINED GEOTECHNOLOGY FOR THE DEVELOPMENT OF ORE DEPOSITS WITH THE PLACEMENT OF DUMP TAILINGS

POGHOSYAN D. K.

National Polytechnic University of Armenia

Abstract. A new combined method of operation has been created, which combines the advantages of open and underground mining with the simultaneous formation of underground voids - free volumes for the placement of tailings, which together provides high technical and economic indicators of ore mining and an improvement in the environmental situation.

The main characteristic feature of the new method is that a powerful and very powerful steeply dipping elongated ore body in the upper part is mined by an open pit. Then, below the open pit bottom in the ore body massif, transverse vertical walls-diaphragms and inclined walls are preliminarily created on the side of the sides of the ore body, after which, laterally bounded by concrete and reinforced concrete walls, temporary ore pillars are mined out by a system of storey blasting with endface ore extraction, where ore breaking is carried out using parallel blast holes drilled from the bottom of the open pit. The result is an underground structure - chambers that can be used to house tailings.

Keywords: ore, combined method, chamber, wall, development, tailings, quarry, underground mine.

Введение. Во всем мире, в том числе и в Армении, из года год увеличивается доля открытого способа разработки месторождения (открытая физико-техническая геотехнология). Высокая экономическая эффективность открытых горных работ, обусловленная использованием мощного горнотранспортного оборудования, в

настоящее время позволяет проектировать и эксплуатировать карьеры глубиной выше 600–700 м.

Открытой физико-технической геотехнологии присуще преимущества технического, технологического, организационного, экономического и социального характера, благодаря чему, по всей вероятности, в видимой перспективе она будет сохранять свое превосходство по сравнению с подземной физико-технической геотехнологией.

В тоже время, на глубоких карьерах существенно усложняется схема вскрытия месторождения, ухудшается геомеханическая ситуация, вследствие трудностей по проветриванию карьера создаются плохие санитарно-гигиенические условия работы, значительно растет объем вскрышных пород, увеличивается расстояние перевозки вскрышных пород, растут площади отчужденных земельных участков для внешних отвалов и собственно для карьера.

С одной стороны, рост аграрной стоимости сельскохозяйственных угодий и, с другой стороны, ужесточение требований, направленных на снижение вредного воздействия на окружающую среду со стороны горнорудной промышленности, диктует применение нетрадиционных технико-технологических организационных решений.

Постановка задачи и методы исследований. На современном высоком уровне развития горнорудной промышленности актуальным являются: повышение эффективности промышленного освоения месторождения, охрана окружающей среды, вопросы рационального и комплексного освоения недр, которые требуют применения прогрессивных технологических решений [1–3].

В этой связи весьма актуальными и оригинальными представляются исследования, направленные на принципиальную возможность создания комбинированного способа разработки, который, на основе установленной объективной закономерности между параметрами системы «карьер–подземный рудник», обеспечит надежность, безопасность и эффективность технических, технологических и организационных решений по извлечению руды из недр, а также по улучшению экологической ситуации.

В этом смысле, желаемого результата можно достичь комбинированием вышеотмеченных способов добычи руды, которое позволяет объединить главные преимущества, что дает возможность одновременно формировать подземные пустоты для их использования в технологических целях – свободные объемы для размещения вскрышных пород или отвальных хвостов.

Результаты исследования. Сущность комбинированного способа разработки приведена на рис. 1.

Мощное и весьма мощное крутопадающее вытянутое рудное тело по глубине в определенной верхней части разрабатывается открытым способом.

Затем ниже уровня дна карьера рудное тело отрабатывается следующим образом. После подготовительных работ приступают к разработке блока с одновременным формированием подземных пустот, которая предусматривает выемку руды заходками в поперечных стенках-диафрагмах, а также в стенках со стороны висячего и лежащего боков нисходящими горизонтальными слоями. В заходках со стороны отработанных висячего и лежащего боков сооружаются железобетонные балки, технология строительства которых предусматривает предварительное установление арматурного каркаса на крепежных рамах вдоль стенок очистных заходов на контакте с временными целиками. В поперечных стенках-диафрагмах извлечение руды осуществляется вкрест по простиранию, проведением заходов между очистными выработками висячих и лежащих боков, которые после окончательной выемки полезного ископаемого полностью закладываются бетонной смесью.

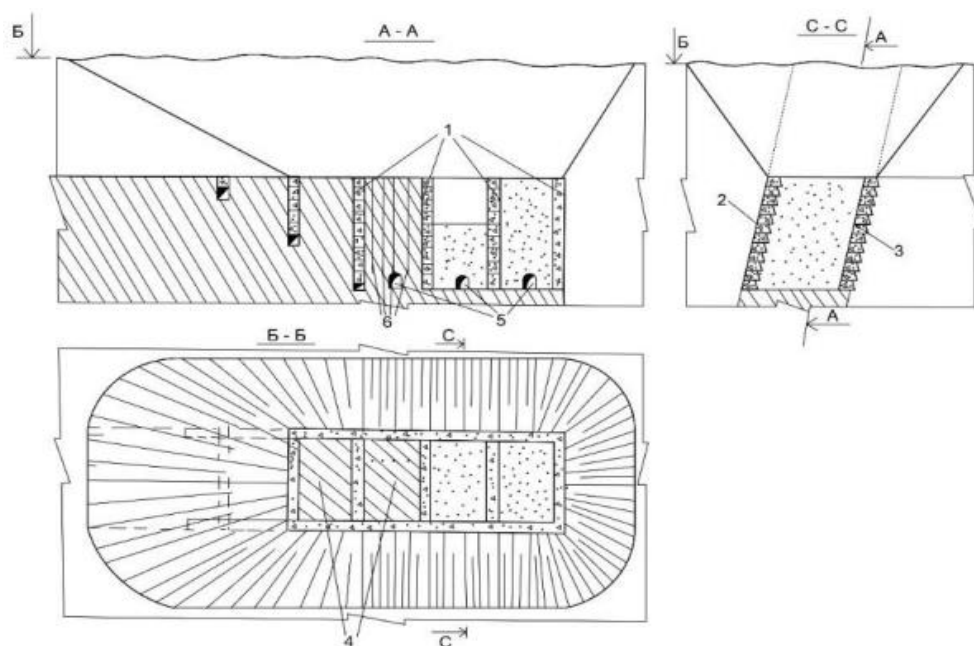


Рис. 1. Новый комбинированный открыто-подземный способ освоения рудных месторождений с размещением отвальных хвостов:
 1 – стенка-диафрагма, 2 – висячий бок, 3 – лежащий бок, 4 – будущие подземные пустоты, 5 – доставочные орты, б – взрывные скважины

Рудные целики - будущие подземные пустоты, которые сверху ограничены дном карьера, а с боков железобетонными стенками и бетонными стенками-диафрагмами, обрабатываются системой этажной отбойки с торцовым выпуском руды. Нарезные работы ведут по центру камеры (до железобетонной стены висячего бока) доставочного орта, в проходке отрезного восстающего, и с восстающего – в создании отрезной щели по всей ширине камеры. Затем на отрезной щели в обратном порядке осуществляется отбойка руды, для чего со дна карьера пробуриваются параллельно расположенные взрывные скважины. Отбитая руда с помощью самоходных погрузочно-доставочных машин с дистанционным управлением по доставочной орте и этажным штрекам доставляется к подземным автосамосвалам.

В результате создается подземное сооружение. Последнее представляет собой ряд последовательно расположенных камер, которые отделены друг от друга стенками-диафрагмами и ограничены с боков – железобетонными наклонными стенками. Камеры – подземные пустоты могут использоваться, в частности, для размещения отвальных хвостов.

Заключение. В результате технологических исследований доказана принципиальная возможность формирования подземных пустот при комбинированном способе эксплуатации мощных и весьма мощных рудных тел, представленных неустойчивым породно-рудным массивом, что позволяет объединить главные преимущества открытого и подземного способов разработки с одновременным созданием подземных пустот для размещения отвальных хвостов.

Применение данного комбинированного способа эксплуатации позволяет: снизить общий объем вскрышных пород; уменьшить ореал нарушения земельных угодий; сократить ущерб, наносимый горным производством окружающей среде; повысить интенсивность разработки месторождения; создать подземные пустоты для

размещения отвальных хвостов; обеспечить наиболее высокие технико-экономические показатели промышленного освоения месторождения.

ЛИТЕРАТУРА

1. Агошков М. И., Терентьев В. И., Казикаев Д. М. и др. Комплексный открыто-подземный способ разработки мощных крутопадающих рудных месторождений // Основные направления развития открыто-подземного способа разработки месторождений. М.: ИПКОН АН СССР, 1987. С. 4–16.
2. Агабалян Ю. А., Оганесян А. Г., Наджарян А. М. и др. Способ образования подземных пустот: пат. 1606696 Рос. Федерация. 1993.
3. Заборницын В. В., Асадуллаев В. Р. Комбинированный способ отработки месторождений полезных ископаемых // ГИАБ. 2010. № 11. С. 1–6.

ОБЕСПЕЧЕНИЕ СЕЙСМОБЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВЕДЕНИИ ОТКРЫТЫХ И ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ САРБАЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ЖАРИКОВ С.Н., КУТУЕВ В.А., ВАСИЛЬЕВА Л.А.
ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

Аннотация. При комбинированной разработке месторождения с условием проведения подземных горных выработок в законтурном массиве бортов карьера остро встаёт вопрос совместного производства буровзрывных работ (БВР). Обычно строительство подземного рудника начинается с приближением глубины карьера к конечным отметкам. В этой ситуации объём под разноску бортов если и есть, то весьма незначителен и взрывные работы подходят вплотную к предельному контуру карьера, за которым расположен охраняемый массив и в дальнейшем предполагается проведение подземных горных выработок. Основная задача при производстве БВР в таких условиях сводится к сохранению устойчивости этого массива. Своевременное экранирование взрыва и создание поверхностей разрыва путём контурного взрывания снижают негативное воздействие взрыва на борт, но не всегда предотвращают распространение по массиву волн напряжений, вызванных сейсмическим эффектом. Поэтому ограничение сейсмического действия взрыва в приконтурной зоне имеет столь же важное значение для устойчивости массива, как и профессиональная заоткоска.

Ключевые слова: взрывные работы, комбинированная разработка месторождения, предельный контур карьера, сейсмическое воздействие взрыва, допустимая величина напряжений в массиве, допустимая скорость смещения массива, скорость сейсмических колебаний, допустимые расстояния от контура карьера до подземных выработок.

ENSURING SEISMIC SAFETY DURING OPEN-PIT AND UNDERGROUND MINING OPERATIONS IN THE CONDITIONS OF THE SARBAYSKOYE DEPOSIT

ZHARIKOV S.N., KUTUEV V.A., VASILYEVA L.A.
Institute of mining, Ural branch of RAS

Abstract. With the combined development of a field with the condition of conducting underground mining in the legal array of the sides of the quarry, the issue of joint production of drilling and blasting operations is acute. Usually, the construction of an underground mine begins with the approach of the depth of the quarry to the final marks. In this situation, if there is a volume for posting boards, it is very insignificant and blasting works come close to the limit contour of the quarry, behind which the protected massif is located and in the future it is planned to conduct underground mining operations. The main task in the production of drilling and blasting operations in such conditions is to preserve the stability of this array. Timely shielding of the explosion and the creation of rupture surfaces by contour blasting reduce the negative impact of the explosion on the board, but do not always prevent the propagation of stress waves caused by the seismic effect through the array. Therefore, limiting the seismic effect of an explosion in the contiguous zone is just as important for the stability of the array as professional skewing.

Key words: blasting operations, combined field development, the limiting contour of the quarry, the seismic impact of the explosion, the permissible magnitude of stresses in the array, the permissible velocity of displacement of the array, velocity of seismic vibrations, the permissible distances from the contour of the quarry to underground workings.

При комбинированной разработке месторождения, когда подземные выработки находятся в законтурном от борта карьера массиве, фронт ведения горных работ в

карьере располагается в направлении навстречу фронту развития подземных очистных работ. При подземных очистных работах фронт развивается в направлении от массива к карьере [1, 2]. Обычно строительство подземного рудника начинается с приближением глубины карьера к конечным отметкам. В этой ситуации объём под разноску бортов если и есть, то весьма незначителен и взрывные работы подходят вплотную к предельному контуру карьера, за которым расположен охраняемый массив и в дальнейшем предполагается проведение подземных горных выработок. Основная задача при производстве БВР в таких условиях сводится к сохранению устойчивости этого массива. Своевременное экранирование взрыва и создание поверхностей разрыва путём контурного взрывания снижают негативное воздействие взрыва на борт, но не всегда предотвращают распространение по массиву волн напряжений, вызванных сейсмическим эффектом. Поэтому ограничение сейсмического действия взрыва в приконтурной зоне имеет столь же важное значение для устойчивости массива, как и профессиональная заоткоска.

При одновременном ведении горных работ в карьере и подземном руднике в одной вертикальной плоскости должны соблюдаться следующие условия: оставление предохранительного целика, обеспечивающего устойчивость массива и бортов карьера; применение систем разработки, исключающих сдвигание (разрушение) массива предохранительного целика; ограничение мощности массовых взрывов и их сейсмического воздействия на целики, потолочины и уступы бортов.

По состоянию на 2012 г. Сарбайское месторождение железных руд отрабатывалось карьером, который на тот период подходил к своим предельным отметкам. При этом в подкарьерных запасах (в прибортовой части) оставалось более 900 млн. тонн руды. Для поддержания производственной мощности объединения было намечено строительство Сарбайского подземного рудника мощностью 10 млн. тонн сырой руды в год. На переходном этапе работы рудника была намечена комбинированная отработка месторождения. В этот период одним из сложнейших вопросов являлось производство взрывных работ, как в карьере, так и в подземном руднике, которое должно обеспечить не только экономическую эффективность отбойки руды, но и, в первую очередь, безопасность ведения открытых и подземных горных работ. Работа была выполнена в рамках технологического регламента для проекта строительства Сарбайского подземного рудника по заказу ОАО «Гипроруда».

Методика исследования

Взрывные работы в карьере необходимо вести таким образом, чтобы скорость сейсмических колебаний пород в районе подземной выработки не превышала предельно допустимых по устойчивости значений. Для определения допустимого значения скорости сейсмических колебаний необходимо установить допустимую величину напряжений в массиве. Допустимая величина напряжений находится в соответствии с условием сейсмоустойчивости выработки [3]:

$$[\sigma_{ст}] + [\sigma_{дин}] \leq \sigma_{доп}, \quad (1)$$

где $[\sigma_{ст}]$ – статическое напряжение в массиве, окружающем выработку, МПа; $[\sigma_{дин}]$ – динамическое напряжение в массиве (около выработки), МПа; $\sigma_{доп}$ – допустимая величина напряжений, МПа.

Величины пределов прочности на растяжения для образца и массива пород существенно отличаются (в 5 - 10 и более раз). Достоверно оценить величину статического предела прочности массива можно только экспериментально, что невозможно на начальных стадиях проектирования. В некоторых случаях возможен приближённый расчёт с учётом среднего коэффициента структурного ослабления и на основе паспорта прочности горных пород. В грубом приближении за допустимую

величину напряжений ($\sigma_{\text{доп}}$) можно принимать статический предел прочности пород на растяжение (σ_p) увеличенный на 10 - 30% [4].

Согласно [5] допустимая скорость смещения массива может быть определена по выражению:

$$v_d = \frac{\sigma_{\text{доп}}}{\gamma C} 2604,1, \text{ м/с}, \quad (2)$$

где $\sigma_{\text{доп}}$ – допустимая величина напряжений, МПа; γ – плотность пород, т/м³; C – скорость звука в породе, м/с.

Скорость сейсмических колебаний в зависимости от массы ВВ в ступени и расстояния от взрыва до охраняемого объекта может быть определена согласно [5]:

$$v = K(\sqrt[3]{Q} / R)^m, \text{ см/с}, \quad (3)$$

где Q – масса одновременно взрываемых зарядов (масса ВВ в ступени замедления), кг; R – расстояние до объекта, м; K – коэффициент, зависящий от условий взрывания. Значение K изменяется в зависимости от пород в месте взрыва и от пород, окружающих выработку. При взрыве скальных пород и окружающих выработку скальных породах $K = 200$. При взрыве скальных пород и окружающих выработку полускальных породах $K = 400$. При взрыве полускальных пород и окружающих выработку полускальных породах $K = 600$; m – показатель затухания сейсмических волн. Для расстояний до 1500 м показатель затухания сейсмических волн может быть принят равным 1,5.

Тогда зависимость (3) может быть представлена в виде:

$$v = K \sqrt{\frac{Q}{R^3}}, \text{ см/с}. \quad (4)$$

Установив допустимую скорость сейсмических колебаний для охраняемого участка пород, можно определить расстояния, на которых взрывные работы своим воздействием не приведут к потере устойчивости горного массива около подземных выработок.

Для определения допустимых расстояний от контура карьера до подземных выработок, путём преобразования формулы (4), можно выразить R , где v_d вычислена по формуле (2) и получить выражение следующего вида:

$$R = \sqrt[3]{\frac{Q K^2}{v_d^2}}, \text{ м}. \quad (5)$$

В процессе проектирования массовых взрывов на определенном участке карьера масса ВВ в ступени замедления должна рассчитываться с учетом свойств горного массива и характеристик защищаемых выработок. Скорость колебаний при этом следует рассчитывать по формулам (2) и (3), коэффициент K и показатель затухания сейсмических колебаний m определяются инструментальными замерами. При отсутствии последних можно использовать усредненную зависимость:

$$v = 225 (\sqrt[3]{Q} / R)^{1,6}, \text{ см/с}, \quad (6)$$

полученную обобщением результатов исследований параметров сейсмических волн в скальных массивах крепостью f по шкале Протождяконова от 8 до 16 [4].

Сохранность уже пройденных выработок обеспечивается, если фактическая скорость смещения (v) не превысит допустимую величину (v_d) с учётом вида крепи. Сама крепь существенно повышает сейсмоустойчивость выработок и может быть отражена коэффициентом $K_{\text{св}}$. Допустимая скорость колебаний для выработок различного назначения представлена в таблице 1.

Тогда

$$v_d = v / K_{cy}, \text{ см/с.} \quad (7)$$

Значения K_{cy} при различных видах крепи находятся в следующих пределах:

Без крепи	–	1,0;
Набрызг-бетон	–	1,2 - 1,6;
Анкерная или штанговая	–	1,6 - 2,0;
Бетонная	–	2,2;
Металлическая арочная	–	2,5 - 3,0.

Таблица 1 – Допустимая скорость колебаний для выработок различного назначения [6]

Тип выработки	Допустимая скорость колебаний, см/с	
	Многokратные взрывы	Однократные взрывы
Особо ответственные выработки (срок службы более 10 лет): железнодорожные тоннели, стволы шахт, капитальные штольни	6	12
Ответственные выработки (срок службы до 10 лет): околоствольные двory, главные квершлага, главные штреки	12	24
Выработки с ограниченным сроком службы (до 3 лет): откаточные орты и штреки	24	48
Выработки со сроком службы до 1 года: доставочные и буровые орты и штреки, восстающие, выпускные дучки	48	96

Сейсмический эффект короткозамедленного взрыва при достаточной величине интервалов замедления эквивалентен действию мгновенного взрыва одной ступени короткозамедленного взрывания. В этом случае на общую массу зарядов, ограничение не накладывается. В большинстве случаев достаточным является интервал взрывания 20 - 40 мс.

Результаты и обсуждение

Согласно разработанным планам расположения подземных выработок выявлены участки наибольшего влияния взрывных работ в карьере на устойчивость горного массива около этих выработок. Определены наименьшие расстояния от контура карьера до подземных выработок (рис. 1). Установлены требования к производству буровзрывных работ в прилегающей зоне. В качестве примера в таблице 2 представлены результаты расчётов для горизонта -185 м.

Таблица 2 – Наименьшие расстояния от контура карьера до подземных выработок горизонта -185 м и рекомендации по параметрам массовых взрывов в карьере

№ пары точек в карьере и подземной выработке	Коэффициент грунтовых условий, K	Наименьшее расстояние между парами точек, R, м	Рекомендации по производству БВР в указанном месте карьера
1	300	97	Масса БВ в ступени замедления не более 4000 кг
2	200	100	Масса БВ в ступени замедления не более 3000 кг, либо не более 5000 кг и экранирование взрыва
3	300	144	Масса БВ в ступени замедления не более 9000 кг
4	200	103	Масса БВ в ступени замедления не более 4000 кг
5		68	Масса БВ в ступени замедления не более 1000 кг
6		42	Масса БВ в ступени замедления не более 500 кг,
7		41	экранирование взрыва
8		123	Масса БВ в ступени замедления не более 4000 кг
9		118	Масса БВ в ступени замедления не более 3000 кг

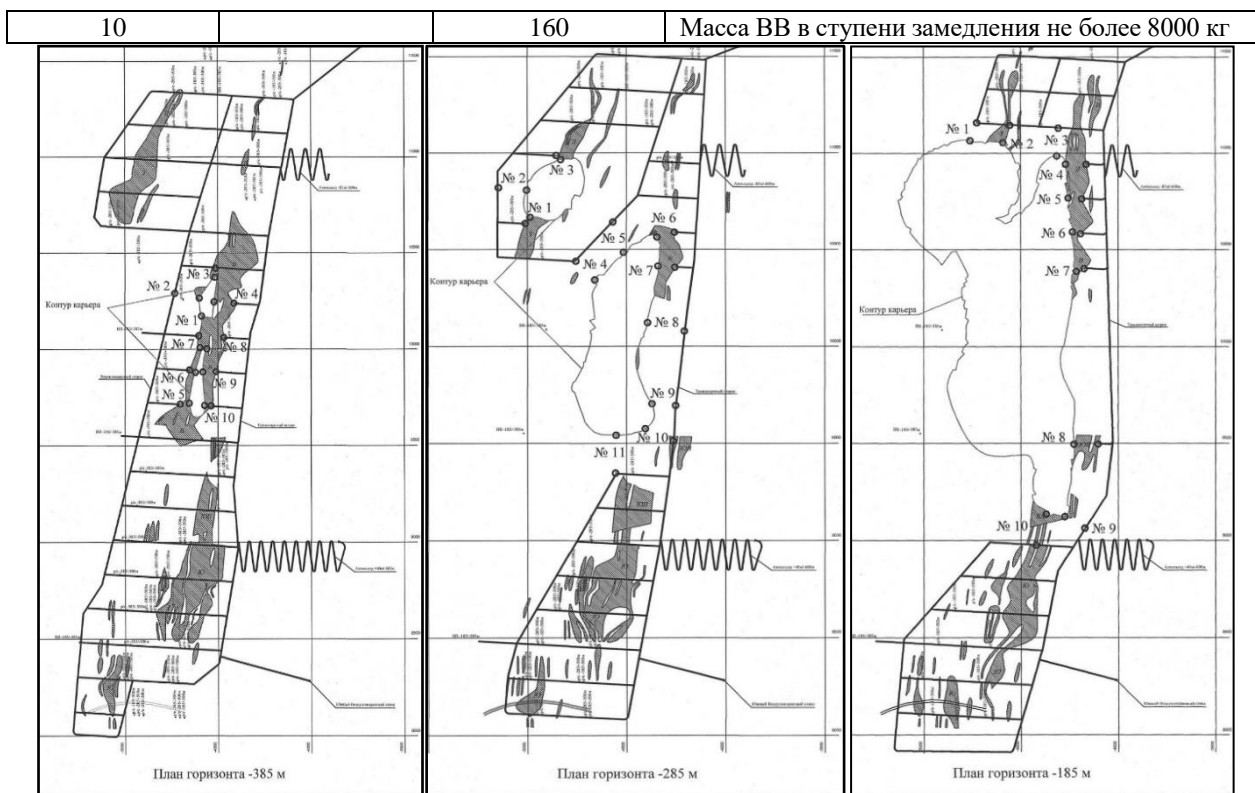


Рис. 1 – Наименьшие расстояния от контура карьера до подземных выработок

Для горизонтов -285 и -385 м были произведены аналогичные расчёты по методике ИГД УрО РАН [6] в зависимости от коэффициента грунтовых условий (K) и расстояний между выбранными на плане точками (R), и выданы соответствующие рекомендации по ведению бережного взрывания в условиях Сарбайского карьера [7, 8].

Выводы

Исходя из ограничения по сейсмике, определяются и другие параметры массовых взрывов в карьере. Рассчитанная допустимая величина зарядов является ориентировочной. В процессе проектирования конкретных массовых взрывов на определенном участке карьера эта величина должна рассчитываться с учетом свойств горного массива и характеристик защищаемых выработок.

Величина подземных технологических взрывов в период работы карьера ограничивается параметрами БВР при проходке выработок и практически не должна превышать нескольких килограмм на ступень замедления. Вследствие чего данные взрывы не оказывают сейсмического влияния на откосные сооружения карьера.

В настоящее время средства взрывания могут обеспечить независимую работу каждого заряда ВВ в скважине, то есть с применением указанного подхода можно оптимизировать параметры буровзрывных работ и добиться значительного снижения эффекта сейсмического воздействия взрыва на охраняемый массив и объекты карьера при совместном ведении взрывных работ на поверхности и подземных выработках в рамках комбинированной разработки месторождения.

Исследования выполнены в рамках Государственного задания №075-00412-22 ПР, темы 1 (2022-2024): Методологические основы стратегии комплексного освоения запасов месторождений твердых полезных ископаемых в динамике развития горнотехнических систем (FUWE-2022-0005), рег. №1021062010531-8-1.5.1, а также при дополнительном привлечении хоздоговорных средств.

ЛИТЕРАТУРА

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. Правила безопасности при взрывных работах: [утверждены Приказом Ростехнадзора от 16 декабря 2013 года №605]. – Екатеринбург: ТД «УралЮрИздат», 2018. – 244 с.
2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твёрдых полезных ископаемых: [утверждены Приказом Ростехнадзора от 11 декабря 2013 года №599]. – Екатеринбург: ТД «УралЮрИздат», 2018. – 208 с.
3. Щелканов В. А. Влияние массовых взрывов на устойчивость подземных выработок при комбинированной разработке железорудных месторождений / В. А. Щелканов, П. С. Миронов // Труды ИГД МЧМ СССР: Буровзрывные работы на рудных карьерах. 1972. – Вып. 36. – С. 91-97.
4. Картузов М. И. Прогнозирование сейсмобезопасности подземных выработок при взрывах / М. И. Картузов, Н. В. Паздников. – Свердловск: ИГД МЧМ СССР, 1982. – Вып. 68. – 79 с.
5. Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии / И. Ф. Бондаренко, С. Н. Жариков, И. В. Зырянов, В. Г. Шеменёв. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2017. – 172 с.
6. Картузов М. И. Методика обеспечения сейсмобезопасной технологии ведения взрывных работ / М. И. Картузов, Н. В. Паздников. – Свердловск: ИГД МЧМ СССР, 1984. – 12 с.
7. Kutuev V. Limitations on seismic effects of technological explosions in the combined development of the Sarbai deposit / V. Kutuev, S. Zharikov // E3S Web of Conferences: 18, Ekaterinburg, 02–11 апреля 2020 года. – Ekaterinburg, 2020. – P. 01007. – DOI 10.1051/e3sconf/202017701007.
8. Kutuev V. Restrictions on seismic impact of blast in the open-pit border zone at the open-pit and combined mining / V. Kutuev, S. Zharikov // E3S Web of Conferences, Vladivostok, 15–22 июля 2019 года. – Vladivostok: EDP Sciences, 2019. – P. 01001. – DOI 10.1051/e3sconf/201912901001.

БУРОВЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПОДГОТОВКЕ ПОРОД К ВЫЕМКЕ НА КАРЬЕРАХ ЕВРАЗ «КГОК»

СТЕНИН Ю. В., МАРТЫНОВ Н. В. ПРИЩЕПЕНКОВ Р. Ю.
Уральский государственный горный университет

Анотация. В статье приведены сравнительные технические характеристики бурового оборудования Качканарских карьеров. Приведен технико-экономический анализ эксплуатации буровых станков. Приведены рекомендации по перспективному использованию буровой техники для условий Качканарских карьеров.

Ключевые слова: условия бурения, отечественные буровые станки, импортные буровые станки, шарошечное долото, скорость бурения, производительность.

DRILLING WORKS IN THE PREPARATION OF ROCKS FOR EXCUTTING AT EVRAZ KGOK PIT

Stenin Yu. V., Martynov N. V. Prishchepenkov R. Yu.
Ural State Mining University

Abstract. The article presents the comparative technical characteristics of the drilling equipment of the Kachkanar quarries. A technical and economic analysis of the operation of drilling rigs is given. Recommendations are given on the prospective use of drilling equipment for the conditions of the Kachkanar quarries.

Key words: drilling conditions, domestic drilling rigs, imported drilling rigs, cone bit, drilling speed, productivity.

Бурение скважин – один из основных этапов буровзрывной подготовки горных пород к выемке. Значимость и эффективность буровых работ в процессе подготовки к выемке горных пород зависит от горнотехнических условий и вида используемого оборудования.

Условия буровых работ на карьерах Качканарского ГОКа характеризуются физико-механическими свойствами: прочность на сжатие ($\sigma_{сж}$) 120–170 МПа; угол внутреннего трения 32–34°; коэф. Пуассона 0,26–0,28; модуль Юнга 13,8–14,1 ГПа; крепость пород 8–14 по Протодяконову; трещиноватость в соответствии со шкалой Межведомственной комиссии по взрывному делу у 60 % объема пород IV–V категории, остальной объем породы – II и III категории. Руды характеризуются высокой крепостью, вязкостью и относятся к категории трудно взрываемых.

Буровая техника карьеров Качканарского ГОКа представлена отечественными станками СБШ-250МН со сроком службы 15–28 лет, и СБШ-250МНА-32КП – 7 лет с электрическим приводом и импортными с дизельным приводом – DML, PV275, DM45 и ROC L8, используемым для бурения скважин отрезной щели (табл. 1)

Таблица 1. Основные технико-технологические параметры бурового оборудования карьеров Качканарского ГОКа

Параметры станка	Модель станка				
	Pit Viper 271	СБШ-250МНА-32	СБШ-250 МНА-32КП	DM45	DML
Длина штанги, м	16,8	8,2/10/11,4	8,2/10/12	10	10
Усилие подачи, кН, не более	≤ 340	≤ 294	≤ 350	≤ 215,7	≤ (272)
Скорость спуска/подъема бурового става, м/с	0,64/0,80	0,25/0,25	0,41/0,41	0,74;1,04	0,74;1,04
Крутящий момент, кН · м	12,2	17,42	21,0	12,2	12,2
Подача компрессора, м ³ /мин	54	32	50	34	54
Мощность электродвигателя вращателя, кВт	145	120	120	108	120
Габариты в рабочем положении, мм:					
длина	12 600	10 500	11 400	13 280	9700
ширина	5666	5700	6500	5230	5000
высота	26 500	16 200	21 000	13 280	13 300
Привод станка	Дизельный	Электрический	Электрический	Дизельный	Дизельный
Тип хода	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный
Скорость хода, км/ч	1,8	1,3	1,8	2,1	2,2
Масса станка, т	80	80	100	30	50

Самым ответственным и высоконагружаемым элементом бурового станка является буровой инструмент. Износостойкость, скоростные качества и стоимость долота составляют основные критерии эффективности буровых работ.

В качестве породоразрушающего инструмента для шарошечного бурения на карьерах Качканарского ГОКа используются долота на опорах качения с центральной или боковой продувкой марки 244,5 ТКЗ – ПВ W 2, 244.5 ОК – ПВ W 17, 250,8 ТКЗ – ПГВ R833-1, Ш-250,8 ОК-ПВ, Ш-250,8 К-ПГВ, Ш-250,8 К-ПВ; для ударно-вращательного бурения – пневмоударники фирм Epiroc и ООО «ПомБур» и соответствующие коронки.

Эффективность буровых работ зависит, в том числе, от стойкости долот. На карьерах Качканарского она в зависимости от горнотехнологических свойств пород, типов и конструкции долот составляет 350–600 м. Наибольшая ходимость (700–750 м) достигается у долот Ш-250,8 К-ПГВ производства ЗАО «Гормаш».

Основными причинами выхода из строя долот являются:

- износ режущего инструмента долота;
- преждевременный износ опоры из-за абразивного износа козырьков лап;
- износ подшипникового узла в результате попадания шлама в подшипник.

Для станков Pit Viper и DM применяют импортные долота, стойкость которых достигает 2000–3000 пог. метров и которые имеют следующие отличия от отечественных:

- затылок лапы с увеличенной толщиной, что повышает срок службы подшипника и предотвращает преждевременный выход наружных подшипников.

Результатом этого является повышенная производительность и больший срок службы долота;

- конструкция элементов подшипника и внутренней части шарошек позволяет лучше балансировать и распределять режущее усилие, что позволяет бурить с повышенной скоростью и нагрузкой на долото;

- контурная конструкция затылков лап обеспечивает максимальное удаление шлама с одновременной минимизацией его попадания в подшипник.

Согласно производственным показателям шарошечное бурение наиболее производительны станками Pit Viper 271. Отечественные станки СБШ-250/270-КП показывают на 11–13 % меньшую производительность. Это объясняется, помимо организационных факторов, такими преимуществами Pit Viper 271, как удлиненная до 17 м буровая штанга, что позволяет исключать затраты времени на наращивание штанги при бурении; увеличенная в два раза скорость спускоподъемных операций; независимость от сетей электроснабжения и соответственно повышенная маневренность, в том числе, благодаря меньшему на 20 т весу.

Опыт эксплуатации станков показывает пригодность использования их в условиях карьеров Качканарского ГОКа.

К преимуществам, СБШ-250 КП относятся:

- бурение пород крепостью до 20 по шкале М. М. Протодяконова;
- невысокая стоимость по сравнению с импортными аналогами;
- возможность бурения наклонных скважин;
- каркасно-платформенная конструкция;
- высокое усилие подачи;
- высокий крутящий момент;
- большая скорость спуско-подъемных операций.

К недостаткам СБШ-250-КП относятся:

- низкая по сравнению с импортными аналогами максимальная глубина бурения;

- большой вес и низкая скорость передвижения;
- меньшая по сравнению с импортными аналогами длина штанги;
- относительно низкая эксплуатационная производительность.

К преимуществам PV275 относятся:

- универсальность (возможность бурения шарошечным долотом);
- автономность;
- высокое усилие подачи;
- большая глубина бурения;
- высокая скорость спуско-подъемных операций.

К недостаткам PV275 относятся:

- использование энергии дорогостоящего дизельного топлива;
- высокая по сравнению с отечественными аналогами цена;
- высокая масса;
- бурение наклонных скважин является дополнительной опцией;
- большие габаритные размеры, ограничивающие маневренность.

К преимуществам DM45 относятся:

- низкая масса;
- высокая скорость подачи и частота вращения;
- возможность выбора компрессора под условия бурения;
- большая глубина бурения;

- возможность бурения наклонных скважин;
- небольшие габаритные размеры, обеспечивающие высокую маневренность.

К недостаткам DM45 относятся:

- меньший по сравнению с аналогами диаметр долота;
- использование дизельного привода;
- низкое по сравнению с аналогами усилие подачи.

К преимуществам DML относятся:

- низкая масса;
- возможность бурения наклонных скважин;
- возможность использования пневмоударника;
- высокая скорость передвижения;
- высокая производительность;
- небольшие габаритные размеры, обеспечивающие высокую маневренность.

К недостаткам DML относятся:

- высокая по сравнению с отечественными аналогами цена;
- использование дизельного привода.

Анализ отчетных показателей эксплуатации буровых станков. Изучив данные о производительности отечественных и импортных буровых станков, можно сделать следующий вывод: буровые станки импортного производства в сравнении с отечественными станками имеют преимущество в виде высокой производительности, и меньшей себестоимости бурения 1 м скважины.

Импортные буровые станки обеспечивают высокую производительность за счет высокой скорости подачи и высокой частоты вращения долота. Это позволяет уменьшить время на бурение скважины и позволяет эффективнее использовать станок. Также следует отметить, что импортные станки имеют большую длину штанг, что позволяет бурить скважины глубже при однозаходном бурении.

Недостатком импортных станков является их высокая стоимость и высокие затраты на обслуживание.

Для условий карьеров Качканарского ГОКа при рассмотрении перспектив их реконструкции при дальнейшей разработке или доработке наиболее оптимальным будет выбор отечественных станков СБШ-250МН-32КП, так как несмотря на более низкую производительность, годовые затраты на данные станки существенно ниже затрат на импортные станки PV275, DM45, DML. Причиной высоких затрат на импортные станки является, кроме рыночной конъюнктуры, использование данными станками неэлектрического, дизельного двигателя. А затраты на дизельное топливо значительно выше затрат на электроэнергию.

На основе данных об использовании бурового инструмента можно сделать вывод, что отечественный буровой инструмент проигрывает в сравнении с импортным. Импортные шарошечные долота имеют большую стойкость в сравнении с отечественными, что дает меньшую себестоимость бурения 1 м скважины, несмотря на большую стоимость импортных долот.

Таблица 2. Техничко-экономические показатели буровых станков

Показатель	СБШ-250МН	СБШ-250 МНА-32КП	PV275	DM45	DML
Техническая скорость бурения V_T , м/ч	8,54	9,7	18,23	11,67	19,4
Диаметр скважины $d_{скв}$, м	0,225	0,25	0,25	0,25	0,25
Производительность бурового станка					

в смену $Q_{см}$, м/смену	70	82	147,5	94,4	157
Годовая производительность одного станка $Q_{год}$, м/год	40 880	48 240	86 140	55 129,6	91 688
Коэффициент использования станка в смену	0,70	0,8	0,8	0,8	0,8
Себестоимость бурения 1 м скважины, руб./м	662,48	637,34	540,95	674,86	533,63
Себестоимость машиносмены, руб.	39 797,49	38 007,24	65 932,94	54 837,74	69 030,57
Годовые затраты на станок, млн руб.	135,39	128,60	194,56	166,49	210,9

Изучив данные о производительности отечественных и импортных буровых станков, можно сделать следующий вывод: буровые станки импортного производства в сравнении с отечественными станками имеют преимущество в виде высокой производительности, и меньшей себестоимости бурения 1 м скважины.

Импортные буровые станки обеспечивают высокую производительность за счет высокой скорости подачи и высокой частоты вращения долота. Это позволяет уменьшить время на бурение скважины и позволяет эффективнее использовать станок. Также следует отметить, что импортные станки имеют большую длину штанг, что позволяет бурить скважины глубже при однозаходном бурении.

Недостатком импортных станков является их высокая стоимость и высокие затраты на обслуживание.

В условиях Северного карьера Качканарского ГОКа наиболее оптимальным будет выбор отечественных станков СБШ-250МН, СБШ-250/270-КП, так как годовые затраты на данные станки существенно ниже затрат на станки PV275, DM45, DML. Причиной высоких затрат на импортные станки является использование данными станками дизельного двигателя, так как затраты на дизельное топливо выше затрат на электроэнергию.

На основе данных об использовании бурового инструмента можно сделать вывод, что отечественный буровой инструмент проигрывает в сравнении с импортным. Импортные шарошечные долота имеют большую стойкость в сравнении с отечественными, что дает меньшую себестоимость бурения 1 м скважины, несмотря на большую стоимость импортных долот.

ЛИТЕРАТУРА

1. Решетняк С. П. Перспективы развития основного технологического оборудования для открытых горных работ // Проблемы разработки месторождений полезных ископаемых и освоения подземного пространства северо-запада России. Апатиты: Изд. Кольского научного центра РАН, 2001. Ч. 2. С. 5–25.

РЕЗУЛЬТАТЫ ИНСТРУМЕНТАЛЬНОГО КОНТРОЛЯ ПРОЦЕССА ШАРОШЕЧНОГО БУРЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН

РЕГОТУНОВ А. С., СУХОВ Р. И., ГРАЩЕНКО Д. А.
Институт горного дела УрО РАН

Аннотация. В статье обсуждается вопрос экспрессного получения информации о состоянии массива горных пород, намеченного к взрывному разрушению, в процессе шарошечного бурения скважин. Приводится описание аппаратуры и технологии измерения параметров шарошечного бурения технологических скважин на опытном блоке в условиях карьера ПАО «Ураласбест», обеспечивающих инструментальный контроль параметров шарошечного бурения технологических скважин. Представлены и проанализированы основные результаты выполненных измерений.

Ключевые слова: массив горных пород, шарошечное бурение, технологические скважины, энергоёмкость, модель, аппаратура.

RESULTS OF INSTRUMENTAL CONTROL OF THE PROCESS OF SPHERICAL DRILLING OF TECHNOLOGICAL WELLS

REGOTUNOV A. S., SUHOV R. I., GRASHCHENKO D. A.
Institute of mining of the Ural Branch of RAS

Abstract. The article discusses the issue of express receipt of information about the state of rock mass, scheduled for explosive destruction, in the process of rotary drilling. The description of the equipment and technology for measuring the parameters of the rotary drilling of technological holes on the pilot block in the conditions of the Uralasbest pit, providing instrumental control of the parameters of the rotary drilling of technological holes is given. The main results of the performed measurements are presented and analyzed.

Keywords: rock mass, rotary drilling, technological drill holes, energy intensity, model, equipment.

Существующие методы получения информации о состоянии массива горных пород обладают недостаточной точностью и оперативностью. Способ уточнения информации о состоянии массива горных пород в процессе шарошечного бурения технологических скважин в условиях открытых горных работ впервые предложен И. А. Тангаевым [1]. Результаты исследований, выполненные В. В. Ржевским, Г. Я. Новиком, Б. Н. Кутузовым, Г. М. Крюковым, В. Д. Буткиным, Г. С. Филипповым, Б. Н. Симкиным заложили основы для усовершенствования экспрессного метода уточнения свойств горных пород в массиве с помощью данных, получаемых при шарошечном бурении взрывных скважин на карьерах. В настоящее время развитие экспрессного способа получения информации о состоянии и свойствах горных пород в массиве в процессе бурения технологических скважин выполняется российскими и зарубежными учеными [2–9].

В Институте горного дела Уральского отделения РАН разработана опытная версия прибора, автоматически определяющего параметры шарошечного бурения взрывных скважин. Новизна аппаратуры и программного обеспечения для обработки данных заключается в создании возможности более точного получения представления о физических характеристиках массива горных пород, предназначенного к

буровзрывной отбойке. Аппаратура представляет собой систему датчиков, объединённых с контроллером, обеспечивающая дистанционную передачу получаемой информации на внешний сервер.

Технология инструментального измерения параметров шарошечного бурения технологических скважин заключается в следующем (рис. 1). Вначале определяются рациональные параметры технологии бурения и бурового инструмента. Далее шарошечный буровой станок производит бурение скважин согласно проекту на буравзрывные работы (рис. 2). В процессе бурения скважин шарошечное долото проходит различные по прочности и строению горные породы. Одновременно система датчиков измеряет электрические параметры двигателей бурового станка и регистрирует время, глубину бурения каждой скважины. Установленная информация о параметрах процесса бурения технологических скважин по беспроводной связи может быть передана на сервер вычислительного центра предприятия для расчета необходимых показателей по каждой скважине. Результаты расчета в дальнейшем являются основой для построения моделей расположения горных пород и руд с различной прочностью в границах локального блока массива.

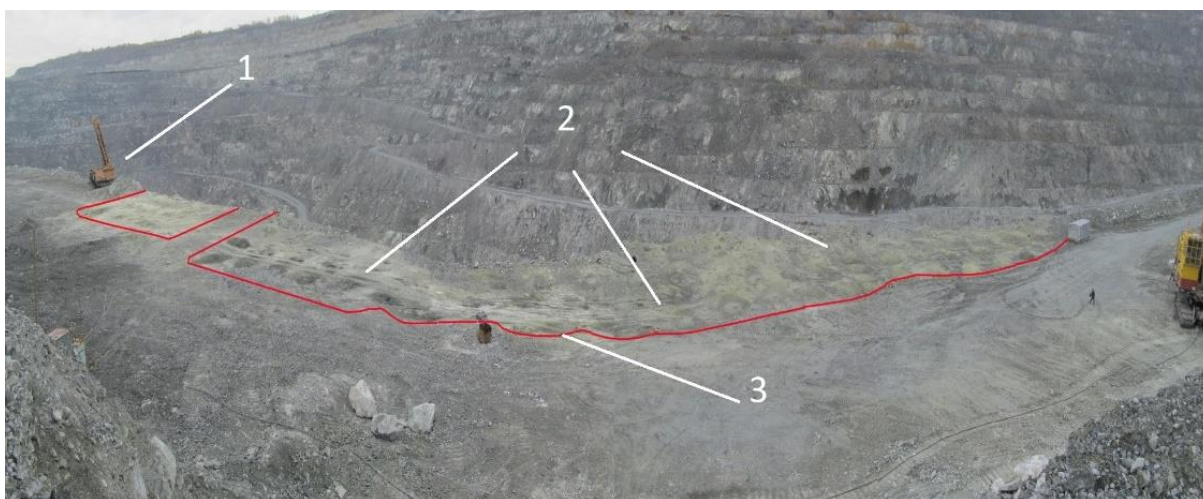


Рис. 1. Шарошечный буровой станок с установленной аппаратурой производит бурение скважин в локальном блоке массива горных пород:

- 1 – буровой станок СБШ-250МНА-32; 2 – технологические скважины;
3 – локальный блок массива горных пород

Апробация аппаратуры осуществлялась в условиях карьеров ПАО «Ураласбест» при бурении технологических скважин буровым станком шарошечного типа СБШ-250МНА-32 в породах различной категории буримости согласно проекту на буравзрывные работы.

В процессе измерения параметров шарошечного бурения технологических скважин на карьере ПАО «Ураласбест» получен большой объем наблюдений в породах различного петрографического состава. Исследования показали, что на участках массива горных пород, сложенных породами одного типа, значения удельной энергоёмкости бурения технологических скважин менялись в широких пределах. Основными факторами, определяющими широкий диапазон изменения удельной энергоёмкости разрушения горных пород, явились неоднородность, перемежаемость массива горных пород и влияние зон технологической нарушенности.

Анализ данных, полученных в результате инструментального контроля процесса шарошечного бурения технологических скважин, позволил установить до начала

выполнения взрывных работ на опытном блоке наличие в объеме блока участка весьма труднобуримых горных пород высокой прочности. После проведенного взрыва остался неразрушенным объем массива горных пород в блоке (рис. 2), как оказалось, из диорита, расположение которого совпало с расположением аномального по прочности участка на модели, построенной по данным бурения скважин в опытном блоке.

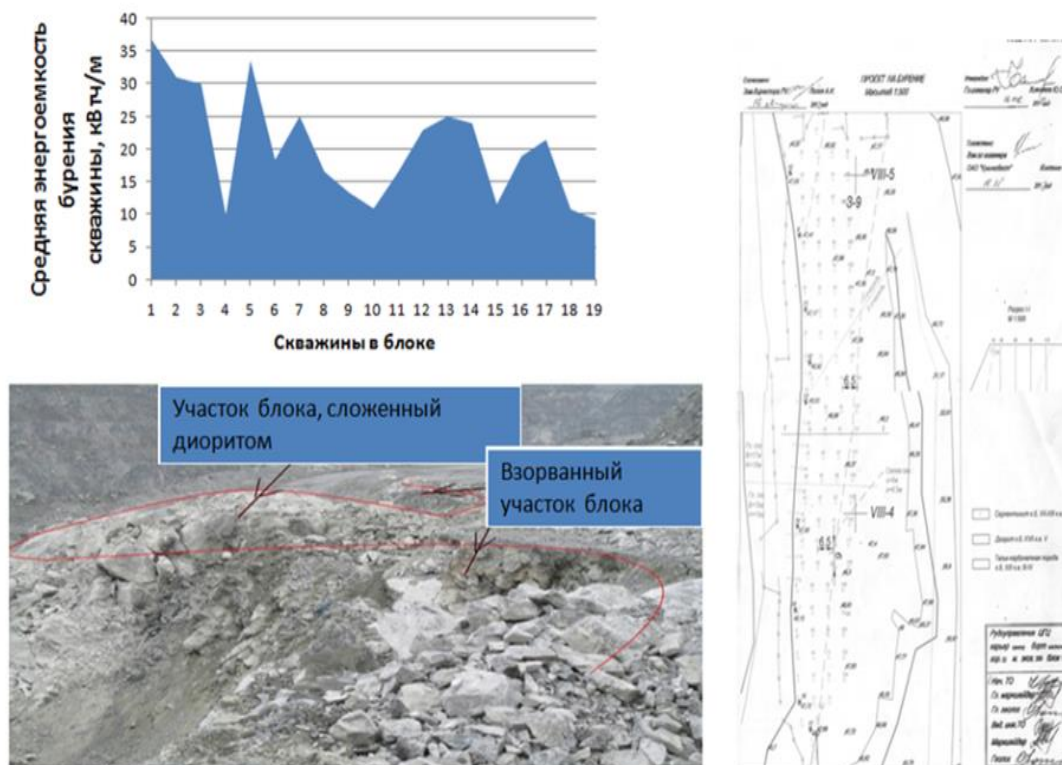


Рис. 2. Неразрушенный участок из диорита после проведения взрывных работ

В перспективе информацию об аномальных по прочности участках горных пород в других блоках, установленных по данным бурения технологических скважин, необходимо учитывать при разработке соответствующих корректировок в проект на буровзрывные работы. Например, предусматривать бурение дополнительных скважин вблизи участка с аномальной прочностью или производить увеличение массы взрывчатого вещества в скважинах, находящихся вблизи такого участка.

Таким образом, результаты взрывного разрушения блока подтвердили модельные представления о строении массива горных пород в пределах блока, полученные в результате обработки данных инструментального контроля процесса шарошечного бурения технологических скважин.

Также было определено, что в условиях опытного блока шарошечный буровой станок СБШ-250МНА - 32 для получения 1 м скважины диаметра 244,5 мм потребляет в среднем 338,4 кВт · ч электроэнергии. При этом энергоёмкость бурения технологических скважин на опытном блоке в среднем с учетом затрат мощности компрессора на продувку скважин от продуктов разрушения составила 18,8 (кВт · ч)/м.

Вероятный эффект от применения аппаратуры проявится в снижении затрат на буровзрывные работы с 30 до 15 %, повышении производительности буровой техники, качества дробления горной массы, производительности погрузочно-доставочных работ.

Выводы

1. Разработана опытная версия автоматического устройства для получения и анализа информации о прочностных свойствах горных пород в локальных массивах, получаемой в результате инструментального контроля процесса шарошечного бурения технологических скважин.

2. Результаты работы представляют интерес для большинства горнодобывающих предприятий России и ближнего зарубежья, разрабатывающих твердые полезные ископаемые, а также при проходке тоннелей, строительстве дорог.

3. Вероятный эффект от применения автоматизированного устройства проявится в снижении затрат на буровзрывные работы, в повышении качества дробления горной массы, производительности погрузочно-доставочных работ.

Исследования выполнены в рамках Государственного задания № 075-00412-22 ПР. Тема 1 (2022–2024) «Методологические основы стратегии комплексного освоения запасов месторождений твердых полезных ископаемых в динамике развития горнотехнических систем (FUWE-2022-0005)»

ЛИТЕРАТУРА

1. Тангаев И. А. Буримость и взрываемость горных пород. М.: Недра, 1978. 184 с.
2. Жариков С. Н. Определение крепости горных работ по параметрам шарошечного бурения технологических скважин в карьерах // Горный журнал. 2010. № 7. С. 50–51.
3. Жариков С. Н., Шеменев В. Г. Экспрессное исследование свойств горного массива при подготовке к выемке буровзрывным способом // Взрывное дело. 2014. № 111-68. С. 155–164.
4. Сухов Р. И., Шахматов Д. С., Паньков И. В., Ивановский С. В., Вереса А. Ф. Об удельной энергоемкости разрушения горных пород при бурении взрывных скважин. // Горный журнал. 1991. № 3. С. 26–28.
5. Реготунов А. С., Сухов Р. И. Результаты исследований прочностных свойств локальных массивов в процессе бурения с применением программно-аппаратного комплекса // Проблемы недропользования. 2016. № 4 (11). С. 121–129.
6. Thuro K. Prediction of drillability in hard rock tunnelling by drilling and blasting // Proceedings of the World Tunnel Congress'97. Vienna, Austria, 1997. Vol. 1. P.103–108.
7. Bilgin N., Kahraman S. Drillability Prediction in Rotary Blast Hole Drilling // International Mining Congress and Exhibition of Turkey-IMCET, 2003. P. 177–182.
8. Luis E. Izquierdo, Chiang L. E. A methodology for estimation of the specific rock energy index using corrected down-the-hole drill monitoring data' DOI: 10.1179/037178404225006218, Mining Technology (Trans. Inst. Min. Metall. A), 2004. Vol. 113. P. 225–236.
9. Kelessidis V. C. Rock drillability prediction from in situ determined unconfined compressive strength of rock // The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2011. Vol. 111. P. 429–436.

ОПЫТ РАБОТЫ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ В УСЛОВИЯХ НИЗКИХ ТЕМПЕРАТУР

УРУЙМАГОВ А. С.
ЗАО «ФАРН»

Аннотация. В статье описан опыт работы основного горного оборудования в регионах России с суровым климатом. Приведены основные причины снижения производительности и поломок горных машин. Предложены мероприятия, позволяющие избежать неблагоприятного влияния низких температур воздуха и других факторов на эффективность работы оборудования.

Ключевые слова: горное оборудование, гидравлический экскаватор, северные регионы, низкие температуры, снегопады, туманы.

EXPERIENCE OF MINING EQUIPMENT IN THE CONDITIONS OF LOW TEMPERATURES

URUYMAGOV A. S.
CJSC "FARN"

Abstract. The article describes the experience of the main mining equipment in the regions of Russia with a harsh climate. The main reasons for the decrease in productivity and breakdowns of mining machines are given. Measures are proposed to avoid the adverse effect of low air temperatures and other factors on the efficiency of the equipment.

Keywords: mining equipment, hydraulic excavator, northern regions, low temperatures, snowfall, fog.

Многие горнодобывающие предприятия России, осуществляющие разработку месторождений открытым способом, находятся в регионах с суровыми климатическими условиями. Среди них крупные карьеры АК «АЛРОСА», АО «Апатит», АО «Севералмаз», АО «Боксит Тимана», АО «Карельский окатыш», компании «Полюс», «Полиметалл» и т. п. Низкие температуры воздуха, снегопады, сильные ветра и частые туманы отрицательно влияют на эффективность работы горных машин на этих предприятиях [1–3].

Опыт показывает, что в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования на карьерах, находящихся в малоосвоенных районах, в большинстве случаев используются гидравлические экскаваторы с дизельными двигателями [4–17]. Они позволяют разрабатывать новые месторождения, там, где нет надежных источников электроснабжения.

Особенно интенсивно внедрение гидравлических экскаваторов на предприятиях, находящихся в северных регионах, осуществлялось в последние два десятилетия. В связи с этим представляет интерес анализ мероприятий, позволяющих избежать неблагоприятного влияния низких температур на эффективность работы этих машин.

Одним из первых горнодобывающих предприятий России, начавших эксплуатацию крупных гидравлических экскаваторов в суровых климатических условиях, была АК «АЛРОСА». На ее карьерах с 1999 года работали экскаватор модели Н-135S с ковшем вместимостью 9,5 м³ (с рабочим оборудованием «обратная лопата») и две более крупные машины модели Н-285S с ковшем вместимостью 19 м³ (с рабочим

оборудованием «прямая лопата»). Их эксплуатация на карьерах «Удачный» и «Айхал» позволила оценить надежность систем и агрегатов, а также определить мероприятия, позволяющие обеспечить эффективную работу гидравлических экскаваторов в условиях Якутии. С учетом полученного опыта, АК «АЛРОСА» приобрела в 2018 году новые машины фирмы Liebherr модели R-9250, имеющие вместимость ковша 15 м³.

В ноябре 2000 года на Кайерканском угольном разрезе, находящемся в 30 км от города Норильска, были введены в эксплуатацию 2 гидравлических экскаватора фирмы Liebherr модели R-992 с ковшом вместимостью 7 м³. Температура воздуха в районе предприятия зимой опускалась до -48°, а летом поднималась до +40°, влажность воздуха до 90 %, наблюдались сильные снегопады, а скорость ветра достигала 40 м/с. В этих условиях обе машины показали хорошие результаты работы и в дальнейшем, на руднике «Заполярный» компании «Норильский никель», начал работу новый крупный экскаватор Liebherr R-9400 с вместимостью ковша 22 м³.

В АО «Боксит Тимана» в начале 2000-х годов начал работать гидравлический экскаватор компании Caterpillar модели 5080, имеющий вместимость ковша 5,2 м³. Позднее были закуплены гидравлические экскаваторы Komatsu PC1250 с вместимостью ковша 5 м³ и одна более крупная машина компании Hitachi модели EX2500 с вместимостью ковша 15 м³. Осуществляя погрузку горной массы в автосамосвалы грузоподъемностью 90 тонн, они продемонстрировали высокую производительность и надежность в суровых условиях Республики Коми.

С 2003 года в Якутии на разрезе «Нерюнгринский» были введены в эксплуатацию два гидравлических экскаватора Komatsu PC5500 с вместимостью ковша 23 м³, рабочим оборудованием «обратная лопата» и дизельным приводом. По итогам их успешной эксплуатации предприятием были приобретены дополнительные крупные машины. На вскрышных работах в разрезе работали экскаваторы Komatsu PC5500 и самые мощные машины компании Komatsu модели PC8000 с вместимостью ковша от 36 до 42 м³. А на добыче угля применялся гидравлический экскаватор Komatsu модели PC3000 с удлиненным рабочим оборудованием в варианте «обратная лопата». С 2017 года на разрезе начал работу Liebherr R-9200 с вместимостью ковша 11,5 м³. Опыт эксплуатации этих машин показал возможность их эффективной работы при очень низких температурах.

За Полярным кругом, на карьере АО «Апатит», находящемся в Мурманской области, хорошие результаты показывали два гидравлических экскаватора модели RH90C с вместимостью ковша 10 м³. Позже там был введен в эксплуатацию гидравлический экскаватор RH120 с вместимостью ковша 13,5 м³. А с 2020 года на предприятии работает экскаватор Caterpillar модели CAT 6040, имеющий ковш вместимостью 22 м³.

В ПАО «Севералмаз» в Архангельской области успешно эксплуатируются гидравлические экскаваторы компании Caterpillar модели CAT 6030 с вместимостью ковша 15 м³ и CAT 6015 с вместимостью ковша 7 м³, Bucyrus RH-120E с ковшом вместимостью 15 м³ и RH-40E с ковшом вместимостью 7 м³, а также Liebherr модели R-9250 с ковшом вместимостью 15 м³.

В Республике Карелия на карьере АО «Карельский окатыш» накоплен значительный опыт работы крупных гидравлических экскаваторов компании Komatsu модели PC3000 с вместимостью ковша 11 м³ и модели PC5500E с вместимостью ковша 26 м³, а также компании Caterpillar модели CAT 6060 с вместимостью ковша 31 м³. Своевременное проведение регламентных операций по сервисному обслуживанию этих экскаваторов обеспечивает высокую эффективность их работы в условиях низких температур.

Многолетний опыт эксплуатации гидравлических экскаваторов на карьерах, находящихся в северных регионах России, позволяет определить основные причины поломок деталей и агрегатов этих машин, а также возможные пути их предотвращения. Необходимо отметить, что решение задачи повышения эффективности работы горного оборудования, увеличения его производительности и надежности при эксплуатации в условиях холодного климата, зависит от многих факторов.

Так в условиях низких температур у гидравлических экскаваторов с дизельным приводом в системе гидропривода насосов иногда выходят из строя рукава высокого давления. Причиной является то, что при прекращении работы в зимнее время и остановке дизеля, а, следовательно, гидронасосов, происходит переохлаждение рукавов. И возможно локальное промерзание. Происходит интенсивное ухудшение эксплуатационных свойств резинотехнических изделий и конструкционных материалов. Могут появиться трещины. Начнут подтекать уплотнения и шланги. При низкой температуре окружающего воздуха наблюдается значительное изменение вязкости гидрожидкости. Попытка ускоренного начала работы экскаватора за счет «продавливания» загустевшей жидкости после продолжительной остановки может привести к вздутию рукавов высокого давления и появлению трещин в корпусе гидромоторов. При понижении температуры затрудняется пуск двигателя, и в связи с этим после длительно простоя на морозе, необходимо соблюдать специально разработанную процедуру запуска оборудования в работу. В этом случае необходимо осуществлять предпусковой прогрев машины с помощью подогревателя. После запуска основного двигателя желательно избегать максимальной нагрузки, пока не прогреется гидравлическая система экскаватора. Кроме того, при чрезвычайно низких температурах наблюдается значительное количество отказов, связанных с аккумуляторами. Происходит интенсивное падение емкости аккумуляторных батарей. В качестве решения этой проблемы возможно использование аккумуляторных батарей с внутренним электрообогревом, стабилизирующим их тепловой режим. Наблюдения за работой оборудования на Севере показывают, что при большом перепаде температур в металле возникают существенные термические напряжения, увеличивается его хрупкость. Для предотвращения серьезных поломок необходимо прекращать работу экскаватора, если температура опустится ниже допустимой (как правило, ниже -42°C)

Известно, что надежность работы горных машин в значительной степени определяется системой их технического обслуживания и ремонта. На длительность простоев гидравлических экскаваторов в ремонте влияет имеющее иногда место несоблюдение сроков остановки машин на ремонт, а также отсутствие запасных частей, необходимых для своевременной замены и низкая квалификация обслуживающего персонала (машинистов и ремонтников). Современные крупные гидравлические экскаваторы, имеют большие линейные размеры и массу и в связи с этим при выходе машины из строя, необходимо выполнение большого объема дополнительных сборочно-разборочных и восстановительных работ и, как следствие, требуются значительные затраты времени и средств. Ремонт гидравлического экскаватора в большинстве случаев производится вблизи забоя, в котором он работает, и низкие температуры влияют на качество и продолжительность работ, осуществляемых на открытом воздухе. Поэтому для проведения ремонта в условиях северных регионов часто создаются передвижные, отапливаемые помещения с необходимым оборудованием и инструментами.

С целью оценки эффективности перечисленных методов предотвращения аварий, и поломок горного оборудования при его работе в условиях северных регионов выполнен анализ работы современных гидравлических экскаваторов, на рудном

месторождении, находящемся в Красноярском крае, в районе, приравненном по совокупности природно-климатических условий к районам Крайнего Севера.

В карьере были выполнены измерения длительности погрузки, взорванной скальной горной массы гидравлическим экскаватором Komatsu PC2000 с рабочим оборудованием «обратная лопата» и вместимостью ковша 12 м³, в автосамосвалы БелАЗ-75131 и БелАЗ-75585. Для примера в табл. 1 приведены полученные в результате хронометражных наблюдений значения длительности погрузки автосамосвалов.

Таблица 1. Длительность погрузки горной массы в автосамосвалы гидравлическим экскаватором Komatsu PC2000

Модель автосамосвала	Гаражный номер	Длительность погрузки, мин	Модель автосамосвала	Гаражный номер	Длительность погрузки, мин
БелАЗ-75585	111	2,03	БелАЗ-75585	111	2,34
БелАЗ-75131	110	3,11	БелАЗ-75131	110	3,13
БелАЗ-75131	105	3,07	БелАЗ-75131	105	3,30
БелАЗ-75131	106	3,09	БелАЗ-75131	106	2,58
БелАЗ-75585	111	2,00	БелАЗ-75585	111	2,22
БелАЗ-75131	110	3,31	БелАЗ-75131	110	3,04
БелАЗ-75131	105	3,13	БелАЗ-75131	105	3,05
БелАЗ-75131	106	3,05	БелАЗ-75131	106	3,03

Как видно из табл. 1, продолжительность погрузки автосамосвала БелАЗ-75131 составляет от 2,58 мин до 3,31 мин, а автосамосвала БелАЗ-75585 от 2 мин до 2,34 мин. Длительность цикла при работе экскаватора в забое нижним черпанием составляет в среднем 24–25 с. Приведенные результаты измерений соответствуют результатам, полученным в забоях экскаваторов Komatsu PC2000 на других горных предприятиях России.

Был также выполнен анализ динамики производительности гидравлического экскаватора Komatsu PC2000 по месяцам 2019 года (рис. 1).

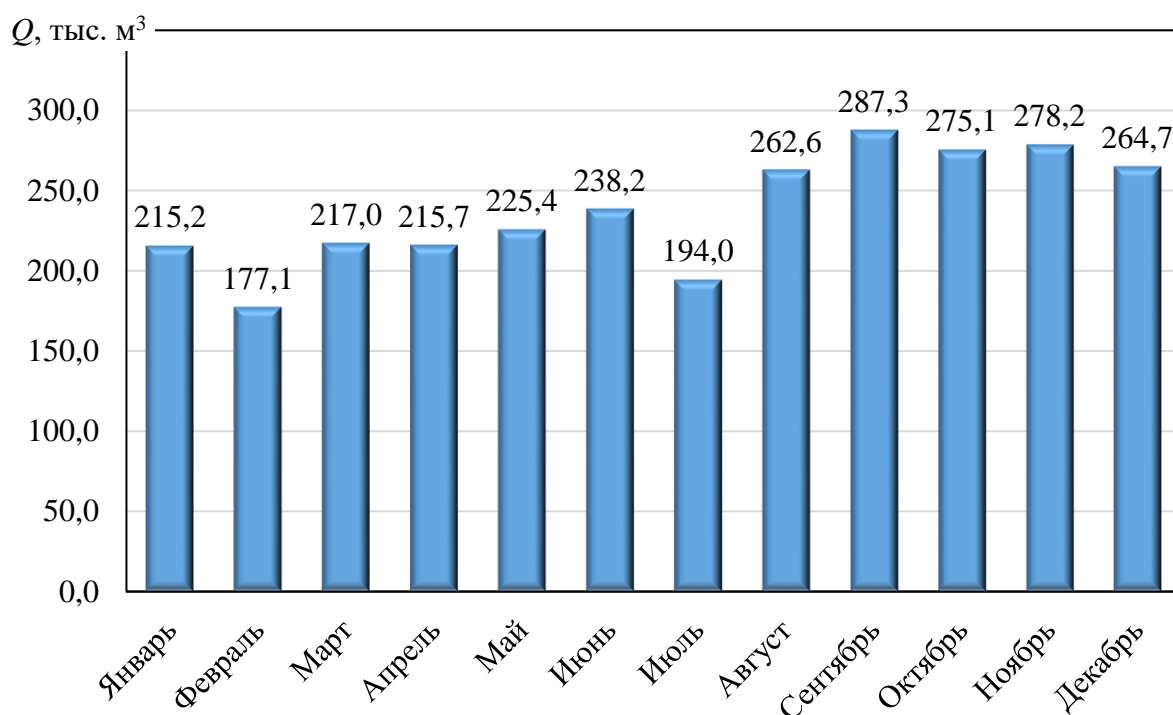


Рис. 1. Производительность экскаватора Komatsu PC2000 по месяцам 2019 года

Из рис. 1 видно, что за зимние месяцы экскаватор отгрузил 657 тыс. м³ горной массы, а за летние месяцы соответственно 694,8 тыс. м³, т. е. всего на 5,4 % больше. Отгруженный за зиму объем горной массы составляет 23 % от годового объема, а за лето 24,3 %. Таким образом, производительность экскаватора в холодное время года мало отличается от его производительности в теплое время.

Годовая производительность экскаватора Komatsu PC2000 на карьере находится на уровне производительности аналогичных машин, работающих на горнодобывающих предприятиях, в областях с менее суровым климатом.

Исходя из опыта эксплуатации гидравлических экскаваторов в северных регионах России, можно сделать вывод о том, что благодаря проведению описанных выше мероприятий, обеспечивается их эффективная работа в условиях низких температур.

ЛИТЕРАТУРА

1. Оводенко Б. К. Горные работы на карьерах Заполярья. Л.: Изд-во ЛГИ, 1972. 253 с.
2. Кох П. И. Климат и надежность машин. М.: Машиностроение, 1981. 205 с.
3. Махно Д. Е., Шадрин А. И. Надежность карьерных экскаваторов и станков шарошечного бурения в условиях Севера. М.: Недра, 1976. 291 с.
4. Мерзляков В. Г., Слесарев Б. В., Штейнцайг В. М. Опыт применения карьерных гидравлических экскаваторов Komatsu Mining Germany на предприятиях России // Горное оборудование и электромеханика. 2013. № 5. С. 15–20.
5. Подэрни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров: учебник для вузов. 8-е изд. М.: Изд-во «Майнинг Медиа Групп», 2013. 593 с.

6. Подэрни Р. Ю., Булес П. Сравнительный анализ гидравлических и механических экскаваторов с прямой лопатой // Горный журнал. 2015. № 1. С. 55–61.
7. Подэрни Р. Ю., Булес П. Эффективность применения мощных гидравлических экскаваторов – результат повышения их надежности // Горная промышленность. 2015. № 1. С. 46–51.
8. Скобелев Л.С. Совершенствование конструкции и повышение надежности мощных карьерных гидравлических экскаваторов // Горный журнал. 1983. № 8. С. 52–54.
9. Слесарев Б. В. Опыт применения и сервисного обслуживания гидравлических экскаваторов в СНГ // Вторая между. научно-практ. конф. по проблемам горнотранспортного оборуд.: тезисы докладов, 22–25 мая 2000 г. СПб: ОАО «Ижорские Заводы», 2000. С. 31–33.
10. Слесарев Б. В., Булес П. Исследование условий и параметров экскавации мощных карьерных гидравлических экскаваторов // Машины и оборудование для открытых горных работ: тезисы конференции. В рамках 19-й Международной выставки «Горное оборудование, добыча и обогащение руд и минералов», 21 апреля 2015. М.: Крокус Экспо. С. 5–9.
11. Стрельников А. В., Тюленев М. А. Применение обратных гидравлических лопат при разработке сложноструктурных угольных месторождений Кузбасса // Горное оборудование и электромеханика. 2011. № 1. С. 30–34.
12. Стрельников А. В., Тюленев М. А. Опыт применения обратных гидравлических лопат на разрезах ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» // Вестник КузГТУ. 2011. № 2. С. 8–12.
13. Стрельников А. В. Исследование экскавационного цикла обратной гидравлической лопаты при выемочно-погрузочных работах // Новые технологии в угольной отрасли и экономике Кузбасса: материалы II региональной научно-практической конференции. Белово. 2010. С. 84–92.
14. Томаков П. И., Ненашев А. С., Рыбаков Б. Н. Гидравлические обратные лопаты для разработки сложноструктурных месторождений Кузбасса: обзор / ЦНИЭИуголь. М., 1984. 57 с.
15. Фирсов А. Л. Внедрение новых технологий на разрезе «Нерюнгринский», техническое перевооружение основного производства // Уголь. 2007. № 7. С. 14–16.
16. Штейнцайг В. М., Слесарев Б. В. Опыт фирмы «Комацу Горная Германия» по внедрению гидравлических экскаваторов на горных предприятиях России // Горная промышленность. 2002. № 6. С. 47–51.
17. Штейнцайг В. М., Даутов Р. Р., Бродский Г. С., Слесарев Б. В. Средства повышения эффективности эксплуатации мощных гидравлических экскаваторов на карьерах Якутии // Актуальные проблемы разработки кимберлитовых месторождений: современное состояние и перспективы решения: сб. докл. Между. научно-практ. конф. «Мирный-2001». Якутия: Якутнипроалмаз, 2002. С. 93–97.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕТОНАЦИИ ЭМУЛЬСИОННОГО ВВ НПГМ С ПРИМЕНЕНИЕМ БОЕВИКОВ РАЗЛИЧНЫХ ПРОИЗВОДИТЕЛЕЙ

ФЛЯГИН А.С., КУТУЕВ В.А., ЖАРИКОВ С.Н.
ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

Аннотация. Представлены результаты натурных измерений скорости детонации промышленного эмульсионного взрывчатого вещества (ПЭВВ) НПГМ марок «100» и «70» с добавлением в их состав компонентов аммиачной селитры различных производителей при инициировании зарядов взрывчатых веществ (ВВ) разными промежуточными детонаторами, в промышленных условиях карьера «Эльдорадо» ООО «Соврудник». Установлена взаимосвязь между скоростью детонации заряда ВВ и наличием сухой фазы в составе ПЭВВ НПГМ, а также плотностью ВВ. Даны рекомендации по испытаниям ПЭВВ НПГМ с различными исходными компонентами, для обеспечения заявленных производителем детонационных характеристик ВВ.

Ключевые слова: промышленное эмульсионное взрывчатое вещество, НПГМ, скорость детонации, детонационные характеристики, плотность ВВ.

EXPERIMENTAL STUDIES OF DETONATION EMULSION EXPLOSIVE NPGM USING INTERMEDIATE DETONATORS OF VARIOUS MANUFACTURERS

FLYAGIN A.S., KUTUEV V.A., ZHARIKOV S.N.
Institute of mining, Ural branch of RAS

Abstract. The results of full-scale measurements of the detonation rate of an industrial emulsion explosive (IEE) are presented NPGM of the "100" and "70" brands with the addition of ammonium nitrate components of various manufacturers to their composition when initiating explosive charges (explosives) with different intermediate detonators, in the industrial conditions of the "Eldorado" quarry of "Sovrudnik LLC". The relationship between the detonation rate of the explosive charge and the presence of a dry phase in the composition of explosives, as well as the density of explosives, has been established. Recommendations are given for testing explosives with various initial components to ensure the detonation characteristics of explosives declared by the manufacturer.

Key words: industrial emulsion explosive, NPGM, detonation velocity, detonation characteristics, explosive density.

Свойства взрывчатых веществ во многом влияют на результаты промышленных взрывов и безопасность горных работ. Смесевые ВВ вследствие различных обстоятельств имеют изменчивые свойства, которые должны согласно технической документации на изготовление находиться в некотором диапазоне значений. Поэтому главной задачей при изготовлении промышленных эмульсионных ВВ (ПЭВВ) является обеспечение соответствия, как технологического процесса, так и формируемого заряда, заявленным в ТУ свойствам, важнейшим из которых является скорость детонации ВВ при взрыве [1-3].

В промышленных условиях карьера «Эльдорадо» ООО «Соврудник» были проведены инструментальные замеры скорости детонации промышленного эмульсионного взрывчатого вещества (ПЭВВ) НПГМ-100 и НПГМ-70 (разработчик ВВ – НАО «НИПИГОРМАШ») с добавлением в их состав компонентов аммиачной селитры различных производителей при инициировании зарядов ВВ разными

промежуточными детонаторами, с последующим анализом детонационных характеристик ВВ и установлением их соответствия требованиям ТУ 7276-001-37945333-2014 [4].

Состав и характеристики ПЭВВ НПГМ [4]

НПГМ – промышленное эмульсионное взрывчатое вещество первого класса (по условиям применения), согласно классификации ФНиП [5] изготавливается на местах применения в процессе зарядания скважин смесительно-зарядными машинами и предназначено для производства взрывных работ на земной поверхности при отбойке сухих и обводненных горных пород с коэффициентом крепости по шкале профессора М. М. Протодеяконова до 18, методом скважинных зарядов в температурном диапазоне окружающей среды от -50 до +50° С.

НПГМ марки «100» представляют собой химическим способом аэрированную эмульсию, с включениями видимых невооруженным глазом газовых пузырьков. НПГМ марки «70» представляют собой химическим способом аэрированную смесь эмульсии и гранул аммиачной селитры, с включениями видимых невооруженным глазом газовых пузырьков. Состав и свойства ПЭВВ НПГМ марок «100» и «70» представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Основные характеристики ПЭВВ НПГМ-100 и НПГМ-70 [4]

Наименование компонента	Норма	
	НПГМ-100	НПГМ-70
Эмульсия, %	98,0 - 99,0	69,0 - 69,5
Аммиачная селитра, гранулированная ГОСТ 2-2013 (сухая фаза), %	0	29,0 - 29,5
Аммиачная селитра пористая, %	0	0
Газогенерирующая добавка (ГГД), %	0,5 - 2,0	0,5 - 2,0
Подкисляющая добавка (ПК), %	0 - 0,5	0 - 0,5
Расчетные		
Кислородный баланс, %	-8,69	-0,11
Теплота взрыва, Ккал/кг (кДж/кг)	558 (2335,5)	716 (2993)
Объёмная концентрация энергии, ккал/дм ³ при плотности от 1,05 до 1,25 г/см ³	586...697	751...895
Тротильный эквивалент по объёмной концентрации энергии	0,586...0,697	0,751...0,895
Объем газообразных продуктов взрыва, л/кг	1059	1000
Объем ядовитых газов в пересчёте на СО, л/кг	25	3
Температура продуктов взрыва, К	2142	2498
Детонационное давление, кбар	26,26	29,37
Экспериментальные		
Плотность состава через 30 мин. после введения ГГД, г/см ³	1,05 - 1,25	
Скорость детонации открытого заряда диаметром 240 мм при плотности 1,05-1,25 г/см ³ , км/с	5 - 5,4	
Чувствительность к удару по ГОСТ 4545-88: - нижний предел, мм, - частота взрывов, %	500 0	
Чувствительность к трению на копре К-44-III максимальное давление прижатия, МПа	Более 300	
Чувствительность к нагреву (метод ДТА)	Отсутствие экзотермического разложения до температуры 170 °С. Начало интенсивного экзотермического разложения T _{нпр} =200-220°С.	
Чувствительность к первичным средствам инициирования (ЭД, ДШЭ-12)	не чувствителен	

Методика измерения скорости детонации

Для проведения исследований детонационных характеристик ПЭВВ НПГМ применялась «Методика измерений скорости детонации взрывчатых веществ реостатным методом ... с использованием измерителя скорости детонации DATATRAP II DATA/VOD Recorder» №88-16358-007-2019, разработанная Институтом горного дела УрО РАН [6-12]. Погрешность измерений по данной методике составляет $\delta = \pm 3 \%$. Особенности реостатного (резистивного) метода также отражены в работах [13-16]. В заряд ВВ по всей его длине помещают измерительный кабель, который присоединяют к кабелю РК. При взрыве, по мере прохождения детонационной волны, длина измерительного кабеля уменьшается и, соответственно, изменяется сопротивление кабеля. Регистрирующий прибор непрерывно измеряет изменения величины сопротивления электрической цепи и записывает во встроенную память. Регистрирующий прибор фиксирует событие (взрыв одного заряда) в виде цифрового файла – таблицы «время – величина сопротивления» с возможностью расшифровки на персональном компьютере в виде диаграммы «длина заряда – время» с автоматическим вычислением скорости детонации и интервала замедления между взрывами скважинных зарядов.

Измерения проводились с использованием аппаратуры DATATRAP II DATA/VOD Recorder («MREL Group of Companies Limited») представленной на рисунке 1(А). Комплект оборудования для измерения скорости детонации ВВ состоит из 4-х частей: измерительного кабеля VOD PROCABLE-LR «Синий», VOD PROCABLE «Зеленый» или зондовых стержней VOD PROBEROD-HR/HS, коаксиального радиочастотного кабеля типа РК (РК-75, РК-50 или RG-58/U), BNC-адаптеров и блока регистрирующей аппаратуры DATATRAP II. Схема последовательности соединения и измерения скорости детонации ВВ показана на рисунке 1(Б).

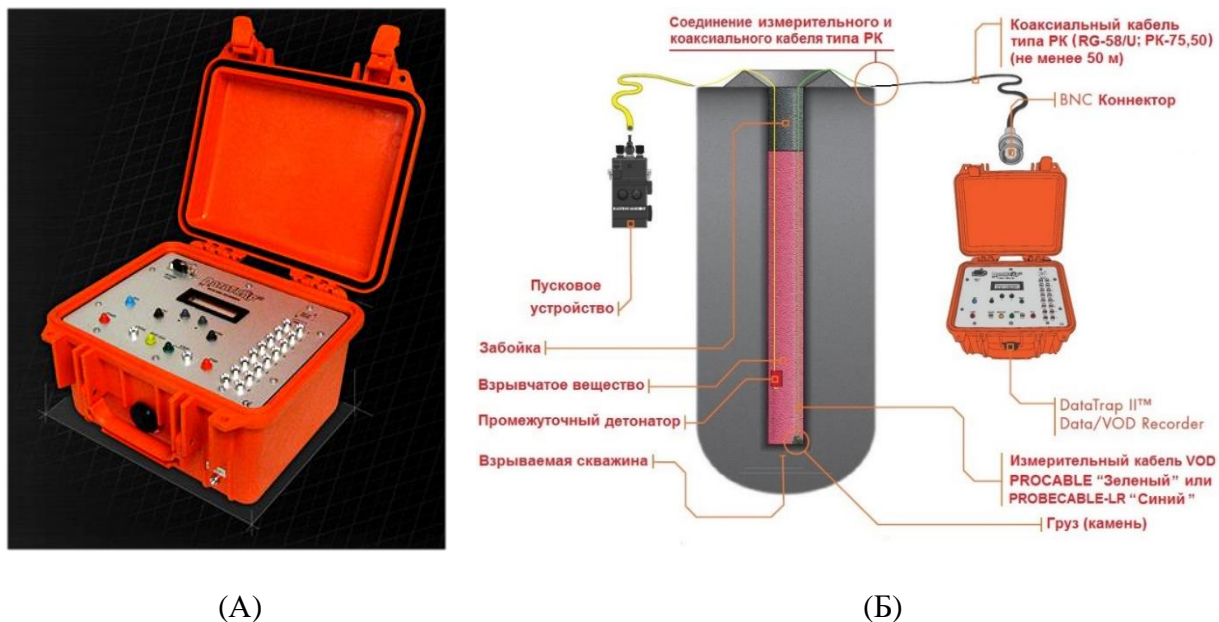


Рис.1 – Прибор DATATRAP II DATA/VOD Recorder (А) и схема измерения скорости детонации ВВ в скважине (Б)

Результаты

Инструментальные измерения скорости детонации ПЭВВ НПГМ-100 и НПГМ-70 проводились в технологических скважинах при производстве массовых взрывов в карьере при разных: диаметрах и глубинах скважин, массах и длинах зарядов, промежуточных детонаторов и плотностях ВВ. Подробные исходные данные и

результаты замеров скорости детонации ПЭВВ НПГМ-100 и НПГМ-70 представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Исходные данные и результаты замеров скорости детонации ПЭВВ НПГМ марок «100» и «70» [17]

№ испытания	Диаметр скважины, м	Глубина скважины, м	Масса заряда, кг	Длина заряда, м	Промежуточный детонатор (боевик)	Взрывчатое вещество	Плотность ВВ, г/см ³	Среднее значение скорости детонации, м/с ($\delta = \pm 3\%$)
1	0,22	11,5	320	7	шашка ПТ-П750	НПГМ-100	1,2	4301 $\pm \delta$
2	0,16	9	157	6,5		НПГМ-70		4556 $\pm \delta$
3	0,22	5	44	1	шашка ДПУ-ПТ600	НПГМ-100	1,17	5018 $\pm \delta$
4	0,22	5	67	1,5		НПГМ-70		5233 $\pm \delta$

Выводы

В результате исследования установлено, что введение в состав ПЭВВ НПГМ сухой фазы в размере около 30% (при $\rho = 1,2 \text{ г/см}^3$) способствует увеличению скорости детонации заряда ВВ в скважинах $\varnothing 160\text{-}220 \text{ мм}$. Также инструментальные измерения показали рост детонационных характеристик ВВ при снижении его плотности с $\rho = 1,2 \text{ г/см}^3$ до значения $\rho = 1,17 \text{ г/см}^3$. Следовательно, с понижением плотности до нормальных значений $\rho = 1,16\text{-}1,17 \text{ г/см}^3$ можно ожидать скорость детонации, которая заявлена в ТУ 7276-001-37945333-2014 [4].

На существенную разницу значений скоростей детонации зарядов ВВ НПГМ-70 между испытаниями тестируемых образцов №2 и №4, могло оказать влияние не только изменение плотности ВВ, но и различное качество исходных компонентов. Например, на детонационные характеристики ПЭВВ НПГМ-70 могла повлиять аммиачная селитра (гранулированная) низкого качества. Учитывая это нужно обеспечивать соответствующий входной контроль [12, 13].

В целом, перед использованием ПЭВВ в технологических скважинах целесообразно проводить полигонные испытания зарядов в гильзах с изменением детонационных характеристик. При отсутствии возможности замеров проводить испытания хотя бы на полноту детонации.

Проанализировав все осциллограммы испытаний, мы пришли к выводу, что наибольшее значение имеет выбор средств инициирования (промежуточного детонатора). Поэтому перед производством БВР рекомендуется осуществлять качественный входной контроль путем проведения промышленных полигонных испытаний промежуточных детонаторов различных производителей.

Исследования выполнены в рамках Государственного задания №075-00412-22 ПР, темы 1 (2022-2024): Методологические основы стратегии комплексного освоения запасов месторождений твердых полезных ископаемых в динамике развития горнотехнических систем (FUWE-2022-0005), рег. №1021062010531-8-1.5.1, а также при дополнительном привлечении хоздоговорных средств.

ЛИТЕРАТУРА

1. Физика взрыва / под ред. Л. П. Орленко. – М.: Физматлит, 2002. – Т.1. – 832 с.
2. Ефремов Э. И. Справочник по взрывным работам / Э. И. Ефремов, А. А. Вовк. – Киев: Наукова думка, 1983. – 327 с.
3. Латышев О. Г. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании / О. Г. Латышев, О. О. Казак; УГГУ. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015 – 320 с.
4. Вещества взрывчатые промышленные «НППМ» Технические условия ТУ 7276-001-37945333-2014. – Екатеринбург: ЗАО «НИПИГОРМАШ», 2014. – 22 с.
5. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. «Правила безопасности при взрывных работах» (утв. приказом Ростехнадзора от 16 декабря 2013г. № 605, в ред. Приказа Ростехнадзора от 30.11.2017 № 518).
6. Методика измерений скорости детонации взрывчатых веществ реостатным методом, интервалов замедления между взрывами скважинных зарядов, ускорения сейсмических колебаний и давления на фронте ударной воздушной волны с использованием измерителя скорости детонации DATATRAP II DATA/VOD RECORDER: стандарт организации: СТО 01.01.001-2019 / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2019 – 28 с.
7. Кутуев В. А. О взаимосвязи между скоростью детонации и временем газификации на примере промышленного эмульсионного взрывчатого вещества порэмит 1А / В. А. Кутуев // Проблемы недропользования [Электронный ресурс]: рецензируемое сетевое периодическое научное издание / ИГД УрО РАН. – 2017. – №2(13). – С. 106-111. – Режим доступа: //trud.igduran.ru DOI: 10.18454/2313-1586.2017.02.106.
8. Кутуев В. А. Анализ методов исследования детонационных процессов ВВ / В. А. Кутуев, П. В. Меньшиков, С. Н. Жариков // Проблемы недропользования [Электронный ресурс]: рецензируемое сетевое периодическое научное издание / ИГД УрО РАН. – 2016. – № 3 (10). – С. 78-87. – Режим доступа: //trud.igduran.ru
9. Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии / И. Ф. Бондаренко, С. Н. Жариков, И. В. Зырянов, В. Г. Шеменев // Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2017. – 172 с.
10. Маслов И. Ю. Метод непрерывного измерения скорости детонации зарядов промышленных ВВ / И. Ю. Маслов, В. В. Пупков., Ф. П. Кампель и др. // Взрывное дело. – 2006. – № 96/53. – С. 101-113.
11. Иляхин С. В. Элементарная теория измерительного кабеля при резистивном методе измерения скорости детонации взрывчатых веществ / С. В. Иляхин, И. Ю. Маслов, П. А. Брагин // Известия Уральского государственного горного университета. – 2019. – № 4 (56). – С. 104-108.
12. Шеменев В. Г. Определение детонационных характеристик ВВ гранулита ПС-2 в стальных трубах длиной 2500 мм, при использовании в составе ПАС различных производителей / В. Г. Шеменев, А. С. Флягин, Н. С. Матухно // Взрывное дело. – 2018. – № 119-76. – С. 90-97.
13. Горинов С. А. Инициирование и детонация эмульсионных взрывчатых веществ / С. А. Горинов. – Йошкар-Ола: Стринг, 2020. – 214 с.
14. Маслов И. Ю. Определение фактической скорости детонации и работоспособности новых эмульсионных ВВ с целью выбора рациональной плотности заряжания при взрывоподготовке железных руд / И. Ю. Маслов, В. В. Пупков, Ф. Б. Кампель и др. // Горный информационно-аналитический бюллетень (ГИАБ). – 2003. – №5. – С. 56-60.

15. Feng, X. J., Zhao, J., Tian, X. (2018). Experimental Study of the Deflagration to Detonation Transition for Four Kinds of Typical Explosives. *Huozhayao Xuebao / Chinese Journal of Explosives and Propellants*. 41. 72-76. DOI: 10.14077/j.issn.1007-7812.2018.01.014.

16. Pooley, J., Price, E., Ferguson, J., Ibsen, M. (2019). Detonation Velocity Measurements Using Rare-Earth Doped Fibres. *Sensors*. 19. 1697. DOI: 10.3390/s19071697.

17. Кутуев В. А. Исследование детонационных характеристик ПЭВВ НПГМ с различными исходными компонентами эмульсии при инициировании зарядов разными промежуточными детонаторами / В. А. Кутуев, А. С. Флягин, С. Н. Жариков // *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*. – 2021. – № 3. – С. 175-187. DOI: 10.46689/2218-5194-2021-3-1-169-181.

ПОЛИГОННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕТОНАЦИИ ПРОМЫШЛЕННОГО ЭМУЛЬСИОННОГО ВВ ПОРЭМИТ 1А

МЕНЬШИКОВ П.В., КУТУЕВ В.А., ЖАРИКОВ С.Н.
ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

Аннотация. В статье представлены результаты исследования скорости детонации эмульсионного взрывчатого вещества (ЭВВ) порэммит 1А в картонных гильзах диаметром Ø100 мм в условиях полигона ПАО «Ураласбест», в рамках проведения испытаний на полноту детонации при их инициировании разными промежуточными детонаторами. На основании замеров рассчитаны и другие детонационные характеристики ЭВВ порэммит 1А. Измерения проводились реостатным методом с использованием цифрового измерителя скорости детонации VOD Mate. На основании измеренных значений скорости детонации, геометрических параметров зарядов ЭВВ и фактической плотности, проведен расчет основных детонационных характеристик ЭВВ порэммит 1А. В результате установлены расчетные значения критического диаметра заряда ЭВВ, которые подтверждают значения критического диаметра детонации в стальной оболочке согласно техническим условиям (ТУ) производителя. Высказаны предположения о причинах несоответствия фактических значений скорости детонации с характеристиками ВВ, указанными в ТУ.

Ключевые слова: эмульсионные взрывчатые вещества (ЭВВ), порэммит 1А, –плотность ВВ, скорость детонации ЭВВ, время протекания химической реакции, ширина зоны химической реакции, критический диаметр заряда, измерительная аппаратура VODMate («InstanTel», Канада).

POLYGON RESEARCHES DETONATION OF INDUSTRIAL EMULSION EXPLOSIVE POREMIT 1A

MENSHIKOV P.V., KUTUEV V.A., ZHARIKOV S.N.
Institute of mining, Ural branch of RAS

Abstract. The article presents the results of a study of the detonation velocity of the poremit 1A emulsion explosive in cardboard sleeves with a diameter of Ø100 mm in the Uralasbest landfill conditions, as part of tests for the completeness of detonation when they are initiated by different intermediate detonators. Based on the measurements, other detonation characteristics of the poremit 1A explosives were calculated. The measurements were carried out by the rheostatic method using the VOD Mate digital detonation velocity meter. Based on the measured values of the detonation velocity, the geometric parameters of the explosive charges and the actual density, the calculation of the main detonation characteristics of the explosive poremit 1A was carried out. As a result, calculated values of the critical diameter of the explosive charge were established, which confirm the values of the critical diameter of detonation in a steel shell according to the manufacturer's specifications. Assumptions are made about the reasons for the discrepancy between the actual values of the detonation velocity with the characteristics of explosives specified in the technical specifications.

Key words: emulsion explosives, poremite 1A, explosive density, EVV detonation velocity, chemical reaction time, chemical reaction zone width, critical charge diameter, VOD Mate measuring equipment (InstanTel, Canada).

В течение последних нескольких десятков лет эмульсионные взрывчатые вещества (ЭВВ) показали высокую эффективность применения, т.к. они имеют приемлемые взрывчатые характеристики, обладают чрезвычайно малым размером зерен, имеют высокую дисперсность частиц, вследствие чего повышается стабильность и скорость детонации ВВ, а также уменьшается критический диаметр заряда и ширина

зоны химической реакции. Также ЭВВ обладают низкой чувствительностью к тепловому и механическому воздействию, в связи с чем полностью автоматизирован процесс заряжания скважин. ЭВВ являются однородными смесями и состоят из эмульсионной основы и сенсibilизатора. Основа получается при смешивании водного раствора аммиачной селитры с минеральным маслом и эмульгатором. При зарядании эмульсия имеет свойство проникать в трещины. С одной стороны, это негативно влияет на формирование колонки заряда. С другой стороны, если это растекание не велико и основной объем успевает сенсibilизироваться около стенок скважины, то отрыв во время взрыва может быть лучше. В каждом конкретном случае на эффективность оказывают влияние свои особенности. Минусы в одном месте, могут спровоцировать плюсы в другом. В целом можно отметить, что направление использования эмульсионных ВВ на горных предприятиях уверенно развивается, а детонационные характеристики вызывают стабильный интерес. Потому что разница в скорости детонации, например, на 1000 м/с вызовет различное давление и соответствующий разрушающий эффект.

Основными характеристиками ВВ являются скорость детонации, плотность заряжания, диаметр заряда, теплота взрыва, массовая скорость, скорость звука в продуктах детонации, детонационное давление, показатель политропы, удельная внутренняя энергия в точке Чепмена-Жуге, критический диаметр, ширина зоны химической реакции и другие показатели.

Скорость детонации определяется химическим составом ВВ, плотностью, характеристиками заряда и условиями взрывания. При одинаковых условиях скорость детонации постоянна и ее значение является максимально возможным. Это делает скорость детонации одной из важнейших характеристик ВВ [1].

Изготовленное ЭВВ порэмита 1А должно соответствовать требованиям ТУ 84-08628424-671-96 [2], указанным в таблице 1.

Таблица 1 – Основные характеристики ЭВВ порэмита 1А

№ п/п	Наименование показателя	Норма
Контролируемые показатели при приемке		
1.	Внешний вид	Пластичное вещество от светло-желтого до темно-коричневого цвета
2.	Плотность, г/см ³	1,15-1,28
3.	Детонация заряда в бумажной или полиэтиленовой оболочке диаметром 100 ± 5 мм от промежуточного детонатора	Полная
Неконтролируемые показатели при приемке		
Расчетные		
1.	Теплота взрыва, МДж/кг (ккал/кг)	2,96 (723)
2.	Удельный объем газообразных продуктов взрыва, л/кг	1010
3.	Кислородный баланс, %	Минус 6,2
4.	Тропиловый эквивалент по теплоте взрыва	0,72
5.	Концентрация энергии при плотности заряда 1,28 г/см ³ , МДж/дм ³ (ккал/дм ³)	3,80 (922)
Экспериментальные		
1.	Время нахождения заряда порэмита 1А в обводненной скважине без потери физико-химических и взрывчатых свойств, сутки, не более	10
2.	Скорость детонации заряда массой не менее 1000 г от дополнительного детонатора массой 50 г в стальной трубе	

	60x3 (ГОСТ 8732-78), км/с	4,8-5,2
3.	Плотность заряжения при массовой доле ГГД 0,5-1,5%, г/см ³	1,15-1,28
4.	Газовая вредность (массовая концентрация вредных газов в пересчете на условную окись углерода), л/кг	24
5.	Критическая плотность заряда в стальной оболочке диаметром 100 ± 2 мм, г/см ³	1,3
6.	Чувствительность к удару по ГОСТ 4545-88: нижний предел, мм частность взрывов, %	500 0
7.	Чувствительность к трению на приборе К-44-3: нижний предел, МПа (кгс/см ²) частность взрывов при давлении прижатия ≈ 800 МПа	≈ 1200 (12000) 0
8.	Критический диаметр детонации в стальной оболочке, мм	30
9.	Температура вспышки при времени задержки 60 с, °С	305-315
10.	Минимальная энергия зажигания, Дж	Более 1
11.	Динамическая вязкость при температуре 80 °С, кПахс (кП)	0,8-1,2 (8-12)

Метод измерения

Измерение скорости детонации взрывчатых веществ выполняется реостатным методом по методике Института горного дела УрО РАН [3, 4]. Погрешность измерений по данной методике составляет $\delta = \pm 5\%$. В заряд ВВ по всей его длине помещают измерительный кабель-датчик, который присоединяют к кабелю РК-75 (рис. 1). При взрыве по мере прохождения детонационной волны длина измерительного кабеля уменьшается и, соответственно, изменяется сопротивление кабеля. Регистрирующий прибор непрерывно измеряет изменения величины сопротивления электрической цепи и записывает во встроенную память. Регистрирующий прибор фиксирует событие (взрыв одного заряда) в виде цифрового файла – таблицы «время–величина сопротивления» с возможностью расшифровки на персональном компьютере в виде диаграммы «длина заряда–время» с автоматическим вычислением скорости детонации.

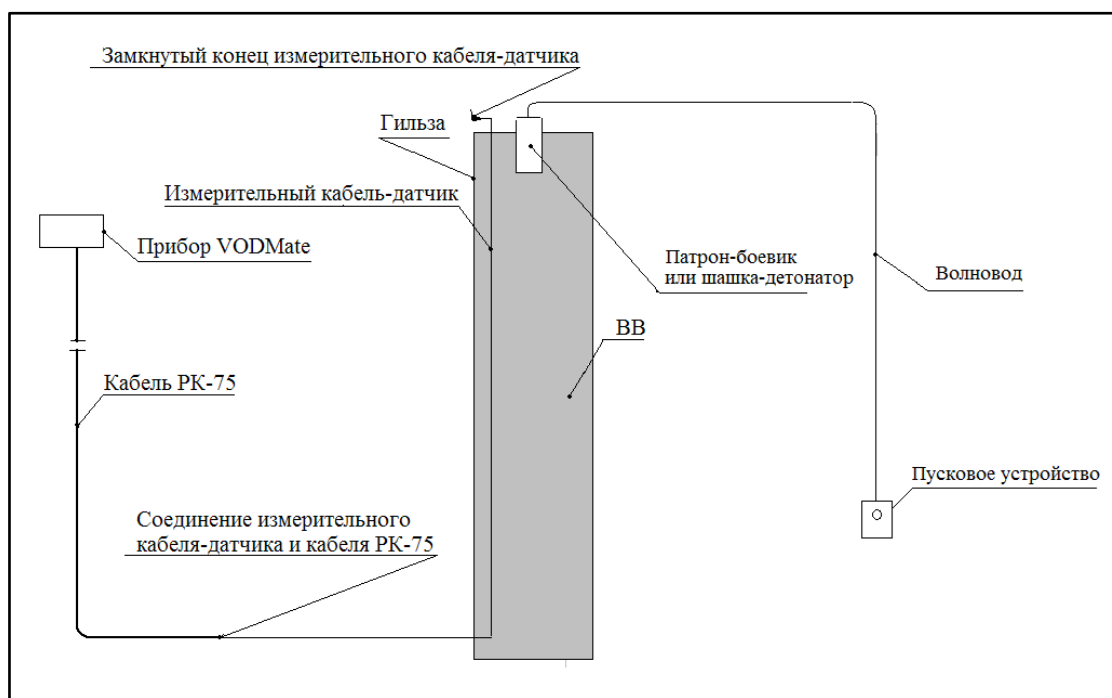


Рис. 1 – Схема измерения скорости детонации ЭВВ в гильзе

Измерения проводят с использованием аппаратуры VODMate («Instantel», Канада) (рис. 2). Комплект оборудования состоит из двух частей: измерительный кабель VOD PROCABLE GREEN и блок регистрирующей аппаратуры VODMate [3].



Рис. 2 – Цифровой измеритель скорости детонации VODMate

Измерительный кабель VOD PROCABLE GREEN (удельное сопротивление – 11,2 Ом/м) имеет классическую конфигурацию стандартного коаксиального кабеля типа RG, где провод с высоким сопротивлением является главным проводом, а оплетка действует как обратный провод. Диэлектрический материал, помещенный между проводом высокого сопротивления и обратным проводом, обеспечивает изоляцию и их физическое разделение. Последнее снижает возможность короткого замыкания в процессе работы с кабелем. Он представляет собой одножильный кабель с внешним диаметром 1,5 мм. Центральная жила – проволока диаметром 0,2-0,3 мм из материала (константан) с большим удельным сопротивлением. Она окружена полимерным покрытием (внутренняя изоляция), которое, в свою очередь, оплеткой из тонкой стальной проволоки. От внешних воздействий (в основном от влаги) стальная оплетка защищена внешней изоляцией в виде тонкой полимерной пленки [3].

Результаты измерений

Замеры скорости детонации ЭВВ порэмит 1А в картонных гильзах [5] проводились в августе 2020 года при проведении массового взрыва на Асбестовском карьере. Одновременно с замерами скорости детонации на взрываемом блоке проводились испытания зарядов ЭВВ порэмит 1А в гильзах на полноту детонации при инициировании разными промежуточными детонаторами [6].

Заполнение гильз ЭВВ порэмит 1А осуществлялось из шланга зарядной машины. Начальная плотность ЭВВ на выходе из зарядной машины $\rho = 1,17 \text{ г/см}^3$. Первыми заполнялись гильзы для испытаний на полноту детонации. Результаты замеров скорости детонации ЭВВ порэмит 1А в гильзах представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты замеров скорости детонации ЭВВ порэмит 1А в гильзах

№ Гильзы	Диаметр заряда ВВ, мм	Длина заряда ВВ, мм	Промежуточный детонатор, (масса, гр.)	Система инициирования	Плотность ЭВВ, г/см ³	Масса заряда ВВ, кг	Скорость детонации ЭВВ порэмит 1А, м/с ($\delta = \pm 5\%$)	Полнота детонации
1	100	1000	Шашка ДПУ ПТ-600 (600)	НСИ Rionel	1,2	9,4	4294 $\pm \delta$	полная
2	100	1000			1,18	9,3	3977 $\pm \delta$	полная
3	100	1000		НСИ ИСКРА-П	1,24	9,7	3847 $\pm \delta$	полная
4	100	1000	Патрон-боевик Сферит (1000)	НСИ Rionel, ДШ	1,17	9,2	не измерялась	полная
5	100	1000	Патрон-боевик Нитронит (800)	НСИ ИСКРА-П, ДШ	1,17	9,2	не измерялась	отказ 600 мм

В процессе испытания ЭВВ порэмит 1А на полноту детонации при подрыве гильзы №4, инициируемой ПД сферит (1000 гр.), произошла полная детонация заряда ЭВВ, а при подрыве гильзы №5, инициируемой ПД нитронит (800 гр.), сдетонировала только верхняя часть заряда ЭВВ длиной 400 мм вместе с ПД. Отказавшая часть заряда длиной 600 мм упала на землю и эмульсия вытекла. Предположительно это могло произойти от ударной волны при подрыве гильзы №4 или от массового взрыва в карьере.

По результатам проведенных замеров скорости детонации ЭВВ порэмит 1А были определены его основные детонационные характеристики [7-11], представленные в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты расчета детонационных характеристик ЭВВ порэмит 1А [12]

№ подрыва	Диаметр заряда, d , мм	Плотность ВВ, ρ , г/см ³	Масса заряда ВВ, Q , кг	Скорость детонации ЭВВ порэмит 1А, D , м/с ($\delta = \pm 5\%$)	Массовая скорость истечения продуктов взрыва, U , м/с	Скорость звука в продуктах взрыва, C , м/с	Детонационное давление в т. Ч-Ж, $P_{ч-ж}$, ГПа	Удельная теплота взрыва при постоянном объеме, Q , МДж/кг	Объем газообразных продуктов взрыва, $V_{пв}$, м ³	Коволом, α , м ³	Температура взрыва, $T_{впр}$, °К	Время протекания химической реакции, τ , мкс	Ширина зоны химической реакции, a , мм	Критический диаметр заряда ВВ, $d_{кр}$, мм
1	100	1,20	9,4	4294 $\pm \delta$	1074	3221	5,53	1,15	9,51	0,006	3365	4,66	15	30,01
2		1,18	9,3	3977 $\pm \delta$	994	2983	4,68	0,99	9,39	0,006	2989	5,25	15,6	31,29
3		1,24	9,7	3847 $\pm \delta$	962	2885	4,57	0,92	9,80	0,006	2485	6,31	18,2	36,41

Выводы

1. Фактическая плотность ЭВВ составила 1,17-1,24г/см³ и находится в диапазоне плотности заряжания при массовой доле ГГД 0,5-1,5 %, которая согласно ТУ составляет 1,15-1,28 г/см³.

2. При расчете основных детонационных характеристик ЭВВ порэмит 1А расчетные значения критического диаметра заряда ЭВВ составили от 30 до 36,4 мм,

которые подтверждают значения критического диаметра детонации в стальной оболочке (30 мм) согласно ТУ 84-08628424-671-96.

3. Инструментальные замеры скорости детонации трех зарядов ЭВВ порэммит 1А в картонных гильзах диаметром \varnothing 100 мм показали фактическую скорость детонации $D = (3847-4294 \text{ м/с}) \pm \delta$ (при $\rho = 1,18-1,24 \text{ г/см}^3$). Измеренные значения находятся ниже диапазона скорости детонации ЭВВ порэммит 1А в стальной трубе диаметром \varnothing 60 мм, которая согласно ТУ 84-08628424-671-96 составляет 4800-5200 м/с. Вероятно, оболочка заряда, время сенсibilизации и качество входящих компонентов ЭВВ оказывают существенное влияние на скорость детонации. Данный вопрос в научно-технической литературе пока раскрыт недостаточно, и безусловно требует дальнейших исследований.

Исследования выполнены в рамках Государственного задания №075-00412-22 ПР, темы 1 (2022-2024): Методологические основы стратегии комплексного освоения запасов месторождений твердых полезных ископаемых в динамике развития горнотехнических систем (FUWE-2022-0005), рег. №1021062010531-8-1.5.1, а также при дополнительном привлечении хоздоговорных средств.

ЛИТЕРАТУРА

1. Юханссон А. К. Детонация взрывчатых веществ: пер. с англ. / П. Персон; под ред. В. К. Бобылева. – М.: Мир, 1973. – 352 с.
2. Эмульсионное промышленное взрывчатое вещество «Порэммит-1А». Технические условия ТУ 84-08628424-671-96. – Дзержинск: ФГУП ГосНИИ «Кристалл», 1996. – 19 с.
3. Методика измерений скорости детонации взрывчатых веществ реостатным методом с использованием измерителя скорости детонации VODMate («Instantel», Канада): стандарт организации: СТО 01.01.004 – 2011 / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2011 – 17 с.
4. Кутуев В. А. Анализ методов исследования детонационных процессов ВВ / В. А. Кутуев, П. В. Меньшиков, С. Н. Жариков // Проблемы недропользования [Электронный ресурс]: рецензируемое сетевое периодическое научное издание / ИГД УрО РАН. – 2016. – № 3 (10). – С. 78-87. – Режим доступа: //trud.igduran.ru
5. Кутуев В. А. О взаимосвязи между скоростью детонации и временем газификации на примере промышленного эмульсионного взрывчатого вещества порэммит 1А / В. А. Кутуев // Проблемы недропользования [Электронный ресурс]: рецензируемое сетевое периодическое научное издание / ИГД УрО РАН. – 2017. – №2(13). – С. 106-111. – Режим доступа: //trud.igduran.ru DOI: 10.18454/2313-1586.2017.02.106.
6. Горинов С. А. Инициирование и детонация эмульсионных взрывчатых веществ / С. А. Горинов. – Йошкар-Ола: Стринг, 2020. – 214 с.
7. Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии / И. Ф. Бондаренко, С. Н. Жариков, И. В. Зырянов, В. Г. Шеменев // Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2017. – 172 с.
8. Кук М. А. Наука о промышленных взрывчатых веществах / М. А. Кук; пер. с англ. под ред. Г. П. Демидюка и Н. С. Бахаревич. – М.: Недра, 1980. – 453 с.
9. Физика взрыва / под ред. Л. П. Орленко. – М.: Физматлит, 2002. – Т.1. – 832 с.
10. Митрофанов В. В. Теория детонации / В. В. Митрофанов. – Новосибирск: Изд-во НГУ, 1982. – 92 с.

11. Меньшиков П. В. О возможности определения ширины зоны химической реакции на примере эмульсионного взрывчатого вещества "Фортис" / П. В. Меньшиков, В. Г. Шеменев, В. А. Синицын // Проблемы недропользования [Электронный ресурс]: рецензируемое сетевое периодическое научное издание / ИГД УрО РАН. – 2015. – № 4 (7). – С. 77-83. – Режим доступа: [//trud.igduran.ru](http://trud.igduran.ru) DOI: 10.18454/2313-1586.2015.04.077.

12. Меньшиков П. В. Определение ширины зоны химической реакции промышленного эмульсионного взрывчатого вещества порэмит 1А на основе принципа неопределенности в квантовой механике / П. В. Меньшиков, С. Н. Жариков, В. А. Кутуев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 5-2. – С. 121-134. DOI:10.25018/0236_1493_2021_52_0_121.

О НЕОБХОДИМОСТИ СОБЛЮДЕНИЯ ГРАНИЦ ГОРНОГО ОТВОДА ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

НАЗАРОВ И. В.

Уральский государственный горный университет

Аннотация. При получении лицензии на добычу полезных ископаемых для ведения работ предоставляется предварительный горный отвод, который подлежит уточнению при проведении согласования технического проекта. В случае выхода за границы уточненного горного отвода недропользователь рискует подвергнуться уголовному наказанию за самовольное пользование недрами. Чтобы избежать этого, нужно проводить качественные инженерные изыскания на этапе проектирования.

Ключевые слова: горный отвод, взрывные работы, нарушения законодательства об охране окружающей среды, участки недр, объем полезных ископаемых.

ON THE NEED TO COMPLY WITH THE BOUNDARIES OF THE MINING ALLOTMENT DURING OPEN-PIT MINING

NAZAROV I. V.

Ural State Mining University

Abstract. When obtaining a license for mining, a preliminary mining allotment is provided for work, which is subject to clarification during the approval of the technical project. In case of going beyond the boundaries of the specified mining allotment, the subsoil user risks being subjected to criminal punishment for unauthorized use of the subsoil. To avoid this, it is necessary to conduct high-quality engineering surveys at the design stage.

Keywords: mining allotment, blasting, violations of environmental protection legislation, subsurface areas, volume of minerals.

Для эксплуатации недр необходимо установить территорию, на которой будут осуществляться горные работы. Участки недр в целях добычи полезных ископаемых даются в виде горного отвода – геометризованного блока недр. Федеральным законом «О недрах» [1] устанавливается порядок предоставления участка недр для его эксплуатации. Лицензия на пользование недрами является документом, удостоверяющим право пользователя недр на пользование участком недр в определенных границах в соответствии с указанной в ней целью в течение установленного срока при соблюдении пользователем недр предусмотренных данной лицензией условий.

В случае если недропользователь вышел за пределы границ горного отвода и осуществил там добычу, в зависимости от объемов добычи и стоимости сырья, такая добыча расценивается как пользование недрами в отсутствие лицензии, а лицо, её совершившее, подлежит уголовной ответственности по ст. 171 УК РФ (незаконное предпринимательство) с назначением наказания вплоть до ареста на срок до 6 месяцев [2]. Если добыча осуществляется с применением взрывных работ и произошло ухудшение качества окружающей среды и ее компонентов, устранение которого требует длительного времени и больших финансовых затрат, то такая добыча может

расцениваться как нарушение правил охраны окружающей среды с назначением наказания вплоть до лишения свободы на срок до 5 лет по ст. 246 УК РФ.

Расчет размера вреда, причиненного недрам вследствие самовольного пользования, определяется по формуле [3]:

$$D = L_3 + C_{л} + C_0, \quad (1)$$

где D – размер вреда, повлекшего утрату неучтенных полезных ископаемых, вызванного самовольным использованием недр (рублей);

L_3 – стоимость неучтенных полезных ископаемых, утраченных в результате вреда, вызванного самовольным использованием недр (рублей);

$C_{л}$ – фактические расходы на восстановление нарушенного состояния окружающей среды и (или) расходы, предусмотренные проектами рекультивационных работ или иных восстановительных работ, за исключением случаев добровольного восстановления нарушенного состояния окружающей среды (рублей);

C_0 – затраты, понесенные на оценку размера вреда, включая организацию мероприятий, направленных на проведение геодезических и маркшейдерских работ, определение вида полезного ископаемого, разработку и согласование проекта рекультивационных работ или иных восстановительных работ (рублей).

Стоимость неучтенных полезных ископаемых, утраченных в результате вреда, вызванного самовольным использованием недр, определяется по формуле:

$$L_3 = N_{63} \cdot P, \quad (2)$$

где N_{63} – объем неучтенных полезных ископаемых, утраченных в результате вреда, вызванного самовольным использованием недр (тонн, тыс. куб. метров, граммов, карат, куб. метров в сутки, тонн в сутки);

P – стоимость единицы полезного ископаемого, определяемая по средней рыночной цене его реализации за 6 месяцев, предшествующих месяцу, в котором было выявлено совершенное правонарушение (рублей).

Все чаще уполномоченные органы обращаются в Уральский государственный горный университет с просьбой о выделении специалиста для проведения геодезических и маркшейдерских работ с целью установления объема добытых полезных ископаемых. За 2021 год было выполнено 3 выезда на объекты, в том числе 2 случая касались выхода за пределы горного отвода (рис. 1, 2).

Добыча полезного ископаемого на объектах осуществлялась с применением взрывных работ. По результатам выполненных геодезических измерений в июле 2021 года на объект №2 был установлен объем неучтенных полезных ископаемых, утраченных в результате вреда, вызванного самовольным использованием недр в размере 7381 куб. м. По данным Федеральной службы государственной статистики средняя рыночная цена гравия за 1 кубический метр (январь-июнь 2021) составила 555,40 руб. Используя формулу (2) стоимость неучтенных полезных ископаемых, утраченных в результате вреда, вызванного самовольным использованием недр, составила более 4 млн руб., что является крупным ущербом в рамках 171 статьи УК РФ. Если бы на объекте добывали гранит, песчаник и прочий камень для памятников или строительства то стоимость неучтенных полезных ископаемых составила бы 2,3 млн руб., что также является крупным ущербом и подпадает под уголовную ответственность.

На объекте № 1 объем неучтенных полезных ископаемых, утраченных в результате вреда, вызванного самовольным пользованием недрами, составил более 1 млн м³, что является особо крупным ущербом.

Стоимость рекультивационных работ будет зависеть от категории земель, на которых будут располагаться горные выработки, вышедшие за пределы горного отвода.



Рис. 1. Объект № 1. Граница горного отвода (обозначены синим цветом) и фактические границы проведения работ (обозначены красным)



Рис 2. Объект № 2. Выход борта карьера за пределы горного отвода

Объект № 1 полностью расположен на землях сельскохозяйственного назначения, т.е. под горными выработками вообще не был сформирован и оформлен земельный участок для целей добычи недр. Объект № 2 же полностью расположен в границах земельного участка с категорией земли промышленности и разрешенным использованием добыча полезных ископаемых.

При получении лицензии на добычу полезных ископаемых для ведения работ предоставляется предварительный горный отвод. После утверждения технического проекта на разработку участка недр недропользователь согласовывает уточненный горный отвод, который не должен выходить за пределы лицензии. Чтобы избежать проблем с возможными нарушениями земельного законодательства или законодательства о недрах необходимо проводить качественные инженерные изыскания на этапе проектирования и должным образом оформлять земельные участки под всеми объектами, задействованными в процессе добычи полезного ископаемого. В подтверждение этого можно привести пример проведенных работ в 2019 году на территории Республики Башкортостан (рис. 3).

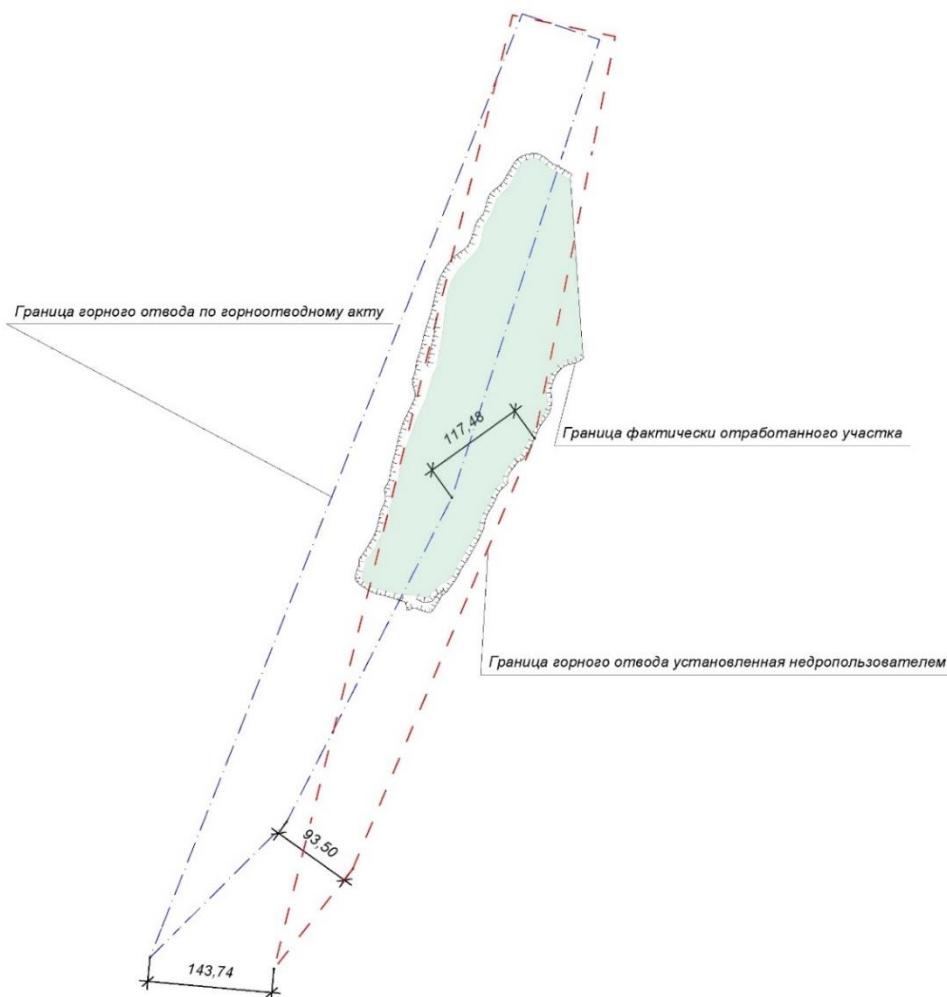


Рис. 3. Нарушение границы горного отвода на территории Республики Башкортостан

Ошибка, представленная на рис. 3, была допущена, скорее всего, на этапе проектирования горного отвода, что повлекло за собой нарушение законодательства.

ЛИТЕРАТУРА

1. Российская Федерация. Законы. Закон Российской Федерации «О недрах»: от 21 февраля 1992 г. № 2395-1 (ред. 11.06.2021). URL: <https://www.consultant.ru> (дата обращения 19.03.2022). Режим доступа: справочно-правовая система «КонсультантПлюс». Текст: электронный.

2. Шабанов С. Стоит ли переходить границы и что за это бывает? // Журнал «Карьеры России». 2020. № 5-20 (6). С. 49–52.

3. Постановление Правительства Российской Федерации «Об утверждении Правил расчета размера вреда, причиненного недрам вследствие нарушения законодательства Российской Федерации о недрах»: от 4 июля 2013 г. № 564 (ред. 10.03.2020). URL: <https://www.consultant.ru> (дата обращения 19.03.2022). Режим доступа: Справочно-правовая система «КонсультантПлюс». Текст: электронный.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СОВРЕМЕННОГО ГОРНОГО И ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ВЕРХНЕРОГОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ УГЛЯ

САНДРИГАЙЛО И. Н., АРЕФЬЕВ С. А., АМЕЛИН А. А.,

ШЕШУКОВА А. Е., КУЗНЕЦОВ А. М.

Уральский государственный горный университет

Аннотация. В статье выполнен анализ перспектив разработки крупного Верхнероговского месторождения угля, находящегося на севере России. Предложено использовать на добычных и вскрышных работах современное горное и транспортное оборудование. Обоснована целесообразность применения для выемки дополнительных объемов угля комплексов глубокой разработки пластов.

Ключевые слова: месторождение угля, горное и транспортное оборудование большой мощности, потери полезного ископаемого, технология глубокой разработки пластов, комплекс глубокой разработки пластов.

THE USE OF MODERN MINING AND TRANSPORT EQUIPMENT IN THE DEVELOPMENT OF THE VERKHNEROGOVSKOYE COAL DEPOSIT

SANDRIGAILO I. N., AREFEV S. A., AMELIN A. A.,

SHESHUKOVA A. E., KUZNETSOV A. M.

Ural State Mining University

Abstract. The article analyzes the prospects for the development of a large Verkhnerogovskoye coal deposit located in the north of Russia. It is proposed to use modern mining and transport equipment for mining and stripping operations. The expediency of using deep-bed mining complexes for dredging additional volumes of coal is substantiated.

Keywords: coal deposit, high-capacity mining and transport equipment, mineral losses, deep reservoir development technology, deep reservoir development complex.

Верхнероговское месторождение угля находится на территории Архангельской области. Населенные пункты вблизи месторождения отсутствуют. К востоку от месторождения проходит железная дорога Котлас–Воркута. Ближайшая железнодорожная станция находится в 70 километрах.

Среднегодовая температура воздуха в районе месторождения – минус 6 градусов. Минимальная температура зимой – минус 48–50 градусов, а максимальная летом – плюс 28–30 градусов.

Поверхность района – слабовсхолмленная, местами заболоченная. Наибольшие абсолютные отметки поверхности составляют 180–190 м. К северу наблюдается небольшое понижение рельефа.

В геологическом строении Верхнероговского месторождения принимают участие осадочные породы пермского, юрского и четвертичного возрастов. Согласно результатам геологоразведки, Роговская синклиналь представляет собой широкую, отчасти ассиметричную пологую складку, ось которой погружается в северо-восточном направлении. Наибольший интерес для первоначальной разработки представляет пласт Роговской, который имеет мощность от 24,6 до 30,2 м.

Строение пласта сложное. Максимальная суммарная мощность породных прослоек – 7,9 метров, при среднем значении – 5,23 м. Пласт Роговский расщеплен на два самостоятельных пласта: Верхний – со средней мощностью 21,3 м и Нижний – со средней мощностью 5,7 м. Угол падения пластов составляет 6–10 градусов. Зольность углей месторождения изменяется в пределах 14,3–43,8 %. Теплотворная способность от 6330 до 7090 ккал/кг. Удельная теплота сгорания сухого топлива 4300 ккал/кг. Максимальное содержание влаги в среднем составляет 14,8 %, среднее – 6–7 %. Крепость угля 1,4–1,5 по шкале Протодяконова.

Балансовые запасы угля в лицензионных границах участка, предназначенного для первоочередной разработки, приведены в табл. 1.

Таблица 1. Балансовые запасы угля в границах первоочередного участка

Уголь	Зольность угля, %	Запасы угля, тыс. т
Чистый уголь	До 40	243 720
Рядовой уголь	До 40	319 415
Чистый уголь	До 45	365 664
Рядовой уголь	До 45	511 910

Вмещающие породы представлены песчаниками, аргиллитами и алевролитами. Их крепость 3–4, а плотность 2,1–2,2 т/м³. Гидрогеологические условия месторождения несложные. Удельный дебет не превышает сотен долей л/с. Коэффициент водопроницаемости изменяется от 0,125 до 9–29 м³/сут.

Основными потребителями угля Верхнероговского месторождения могут являться электростанции Северо-Западного и Центрального региона Российской Федерации, а также бытовые потребители.

Разработку месторождения целесообразно вести очередями. Срок отработки первой очереди с учетом строительства составит 23 года. К моменту окончания работ в границах первой очереди, согласно проекту, разрез будет иметь глубину 260 м, длину по поверхности 3220 и ширину 1400 м. Годовая производительность разреза по углю 4,7 млн т, а по вскрыше 34 млн м³.

Система разработки углубочная, продольная, транспортная, с перевозкой вскрыши во внешние отвалы. Высота рабочего уступа 10 м, а угол его откоса 75 градусов. Ширина рабочей площадки 61 м.

В связи со сложными природно-климатическими условиями на Верхнероговском месторождении необходимо использовать горное и транспортное оборудование, позволяющее снизить затраты на разработку [1–3].

Большая мощность наносов требует выполнения значительных объемов горно-строительных работ. В период их осуществления, при выемке песчаных и глинистых пород из-за отсутствия карьерных автодорог хорошего качества, целесообразно использовать для транспортирования горной массы шарнирно-сочлененные автосамосвалы, грузоподъемностью 39 т. Эти машины имеют высокую проходимость и отличаются от автосамосвалов с жесткой рамой высокой маневренностью, а также способностью преодолевать большие уклоны. При блокировке всех дифференциалов их колеса вращаются с одинаковой скоростью, что гарантирует максимальное тяговое усилие в тяжелых условиях бездорожья [4, 5].

После сдачи разреза в эксплуатацию для перевозки вскрышных пород во внешние отвалы предлагается использовать карьерные автосамосвалы грузоподъемностью 180 т. В комплексе с ними должны работать экскаваторы с вместимостью ковша 22 м³. Работы на месторождении планируется вести вахтовым

методом и использование этого мощного оборудования должно обеспечить сокращение численности работников, прибывающих на вахту, сокращение затрат на строительство и эксплуатацию вахтового поселка.

Для транспортирования угля, имеющего плотность $1,63 \text{ т/м}^3$, предлагается использовать автосамосвалы-углевозы грузоподъемностью 40 т. А на выемке и погрузке угля с целью снижения потерь и разубоживания целесообразно использовать гидравлические экскаваторы с рабочим оборудованием «обратная лопата» и вместимостью ковша 5 м^3 .

При применении таких комплексов горного и транспортного оборудования обеспечивается оптимальное сочетание вместимости ковша экскаватора и кузова автосамосвала [6–15]. В результате повышается эффективность разработки месторождения.

В связи с тем, что после окончания работ в границах первой очереди на дне и в борту разреза остается уголь, предложено применять для его добычи комплексы глубокой разработки пластов (КГРП). Технология глубокой разработки пластов позволяет комбинировать открытые и подземные горные работы, что приводит к максимальному увеличению объемов и эффективности добычи. При этом обеспечивается доступ к пластам угля оборудования, находящегося на рабочих площадках в разрезе. Оставаясь на поверхности это оборудование, осуществляет добычу угля, находящегося под землей [16–21].

Такая технология добычи применяется на ряде угледобывающих предприятий США, Индии, Индонезии. В России комплексы глубокой разработки пластов работают на Талдинском, Томусинском, Караканском месторождениях в Кузбассе. Опыт их применения для доработки запасов угля на разрезах и на участках крупных месторождений, где горные работы затухают или прекращены в связи с ростом текущего коэффициента вскрыши и его приближением к граничному значению, показал высокую эффективность данной технологии.

Известны различные схемы работы КГРП. В разрезе на Верхнероговском месторождении комплекс глубокой разработки пластов должен устанавливаться на открытой площадке, которая образуется в результате извлечения до этого вскрышных пород и угля (рис. 1).

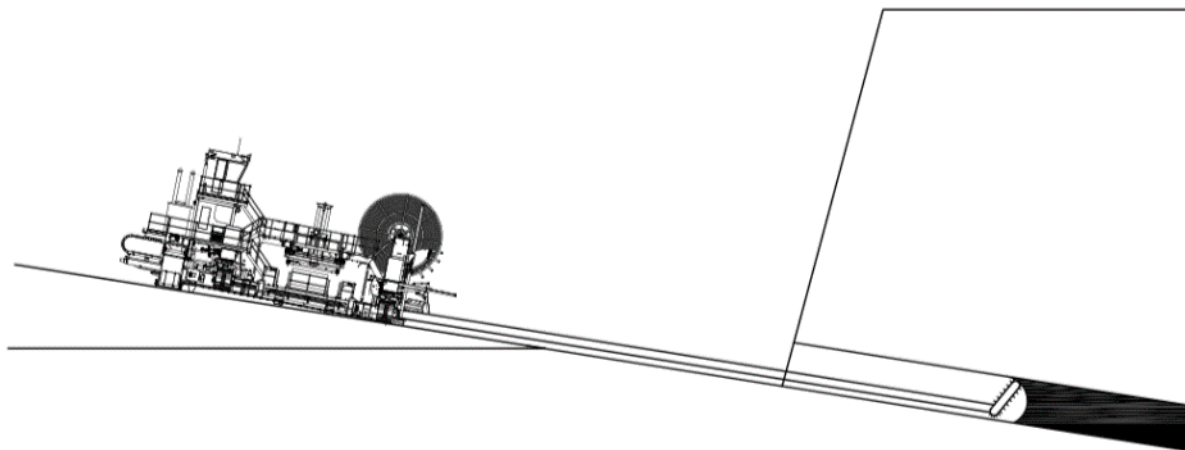


Рис. 1. Схема работы комплекса глубокой разработки пластов на Верхнероговском месторождении

После установки комплекса в рабочее положение его режущий модуль врезается в пласт на уровне подошвы и после этого поднимается до максимально возможной высоты, отбивая при этом уголь. Затем он опускается вниз до почвы пласта и его

движения повторяются. Режущий модуль подается на забой транспортно-толкающей системой, представленной секциями шнекового конвейера, и системой толкания ставов. Всего насчитывается 50 таких секций. Отбитый уголь подается подборщиком на скребковый конвейер и перемещается до секции става основного шнекового конвейера, который транспортирует его на поверхность. Там специальный конвейер-отвалообразователь укладывает его в штабель. Из штабеля уголь с помощью колесного погрузчика отгружают в автосамосвалы.

После того как выработка пройдена на длину секции шнекового конвейера, равную 6 м колесный погрузчик, оборудованный специальной вилкой-захватом перемещает очередную секцию шнекового конвейера с рабочей площадки в центральную часть комплекса между толкателем и режущим модулем. Находящиеся в секции два шнека, соединяются со шнеками предыдущей секции. Замки секции соединяются со ставом, и работа возобновляется. Цикл наращивания одной секции занимает 1,5 мин. В результате одного прохода режущего модуля образуется выработка прямоугольного сечения, шириной 3,5 м и длиной до 300 м.

После завершения проходки выработки, осуществляется вытягивание из нее режущего модуля, а затем комплекс перемещается вдоль угольного пласта и устанавливается в новом месте для прохождения следующей выработки. Между смежными выработками, оставляют угольные перемычки (целики), предназначенные для поддержания кровли.

Технические характеристики комплекса глубокой разработки пластов приведены в табл. 2.

Таблица 2. Технические характеристики КГРП

Параметр	Значение
Ширина реза, м	3,5
Высота реза, м:	
минимальная	1,1
максимальная	4,8
Длина отработки пласта, м	300
Максимальный угол обрабатываемого пласта, град	25
Размеры машины:	
длина, м	16,81
ширина, м	10,20
Установленная мощность, кВт	1200

Комплект основного оборудования, необходимого для осуществления работ по описанной технологии должен включать:

- комплекс глубокой разработки пластов;
- погрузчик для доставки и монтажа-демонтажа секций;
- погрузчик для погрузки угля, добытого комплексом глубокой разработки пластов;
- бульдозер для планировки и чистки площадки;
- автогрейдер для работы на дорогах;
- ремонтную мастерскую на базе автомашины;
- автосамосвалы для перевозки добытого угля.

Опыт показывает, что высокая эффективность работ с использованием комплекса глубокой разработки пластов может быть достигнута на месторождениях угля при поверхностной отработке шахтных полей и доработке разрезов (в контурах,

определенных проектом). Мощность пластов угля до 4,8 м, а углы их падения могут достигать 20–25°.

Безопасность работ на предприятии обеспечивается отсутствием рабочих в забое и отбойкой угля без использования БВР.

Производительность КГРП может достигать 3000 т в сутки. Высокой производительности способствует то, что условия Верхнероговского месторождения позволяют проходить выработки максимально возможной длины (300 м).

Снижение эксплуатационных затрат на 1 т добытого угля при применении КГРП связано с отсутствием необходимости проведения подземных горно-подготовительных выработок и отсутствием необходимости выемки значительных объемов вскрыши.

Несмотря на потери угля в целиках между выработками, комплекс глубокой разработки пластов в условиях данного месторождения позволяет извлекать до 60 % от всего объема полезного ископаемого, остающегося в бортах после окончания работ в границах разреза первой очереди. Расчеты показывают, что в условиях месторождения «Верхнероговское», при использовании комплекса глубокой разработки пластов можно дополнительно добыть 4 млн т угля.

ЛИТЕРАТУРА

1. Трубецкой К. Н. Решение проблем экологически сбалансированного освоения месторождений открытыми геотехнологиями // Горный журнал. 2018. № 6. С. 71–76.
2. Артемьев В. Б., Захаров В. Н., Галкин В. А., Федоров А. В., Макаров А. М. Стратегия, тактика и практика инновационного развития открытых горных работ // Уголь. 2017. № 12. С. 6–19.
3. Лаженцев В. Н. Проблемы топливно-энергетического и минерально-сырьевого секторов хозяйства Севера // Вестник РАН. 2007. Т. 77. № 7. С. 34–38.
4. Ковригин В. Д. Шарнирно-сочлененные самосвалы для открытых горных работ // Горная промышленность. 2007. № 2. С. 34–37.
5. Зырянов И. В., Цымбалова А. И. Испытания Cat-740В на крутонаклонных съездах карьера «Удачный» АК «АЛРОСА» // Горное оборудование и электромеханика. 2013. № 9. С. 22–25.
6. Ворончихин Ю. Г. Развитие карьерных гидравлических экскаваторов АО «Уралмаш» // Горная промышленность. 1996. № 4. С. 38–39.
7. Колесников В. Ф., Корякин А. И., Стрельников А. В. Технология ведения выемочных работ с применением гидравлических экскаваторов. Кемерово: Кузбассвуиздат, 2009. 143 с.
8. Костюкович Н. И., Самолазов А. В. Перспективная линейка отечественных карьерных гидравлических экскаваторов производства ОАО «Уралмашзавод» // Горная промышленность. 2015. № 2. С. 32–34.
9. Подэрни Р. Ю. Механическое оборудование карьеров: учебник для вузов. 8-е изд. М.: Изд-во «Майнинг Медиа Групп», 2013. 593 с.
10. Подэрни Р. Ю., Булес П. Эффективность применения мощных гидравлических экскаваторов – результат повышения их надежности // Горная промышленность. 2015. № 1. С. 46–51.
11. Репин Н. Я., Репин Л. Н. Выемочно-погрузочные работы: учеб. пособие. 2-е изд. М.: Изд-во «Горная книга», 2012. 267 с.
12. Репин Н. Я. Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. М.: Недра, 1978. 256 с.
13. Томаков П. И., Ненашев А. С., Рыбаков Б. Н. Гидравлические обратные лопаты для разработки сложноструктурных месторождений Кузбасса: обзор / ЦНИЭИуголь. М., 1984. 57 с.

14. Фирсов А. Л. Внедрение новых технологий на разрезе «Нерюнгринский», техническое перевооружение основного производства // Уголь. 2007. № 7. С. 14–16.
15. Шеметов П. А., Рубцов С. К., Шлыков А. Г. Опыт эксплуатации гидравлических экскаваторов в карьере «Мурунтау» // Горный журнал. 2006. № 10. С. 67–71.
16. Малышева Н. А., Томаков П. И., Дранников С. А. Разработка маломощных и сложных угольных пластов открытым способом. М.: Недра, 1975. 284 с.
17. Герике Б. Л., Копытин Д. В., Рябцев А. А. Основные этапы развития техники, применяемой в системе Highwall для выемки угля с уступа разреза // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2006. № 1. С. 44–48.
18. Нецветаев А. Г., Григорян А. А., Пружина Д. И. Развитие технологии безлюдной угледобычи с применением комплексов КГРП // Горная промышленность. 2015. № 4. С. 87–89.
19. Нецветаев А. Г., Григорян А. А., Пружина Д. И. Расчетные и фактические параметры технологии с применением КГРП для отработки пласта Кыргайский 63 на разрезе «Купринский» // Горная промышленность. 2014. № 5. С. 50–52.
20. Григорян А. А. Особенности применения комплексов глубокой разработки пластов при сформированном предельном борте карьера в условиях Кузнецкого угольного бассейна // ГИАБ. 2014. № 8. С. 40–44.
21. Ромашкин Ю. В. Доработка запасов карьерных полей угольных месторождений // ГИАБ. 2012. № 10. С. 70–74.

УДК 622.281.272

ИЗУЧЕНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА И КОНТРАСТНОСТЬ ОТБИТОГО УГЛЯ ДЛЯ ЗАДАЧ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА

ПОТАПОВ В. В., ПОТАПОВ В. Я., ТЕТЕРЕВ Н. А.
Уральский государственный горный университет

Аннотация. Для решения проблем повышения качества добываемого угля подземным способом необходимо применять разделение углей на стадии очистной выемки. Предварительное разделение является наиболее активно развивающимся направлением повышения качества полезных ископаемых.

Ключевые слова: зольность, породная масса, полезное ископаемое, фракция, производительность, месторождение.

STUDYING THE GRANULOMETRIC COMPOSITION AND THE CONTRAST OF BRUSHED COAL FOR THE PROBLEMS OF INCREASING THE QUALITY

POTAPOV V. V. POTAPOV V. YA., TETEREV N. A.
Ural State Mining University

Abstract. To solve the problems of improving the quality of coal mined by the underground method, it is necessary to apply the separation of coals at the stage of cleaning excavation. Preliminary separation is the most actively developing direction for improving the quality of minerals.

Keywords: ash content, rock mass, minerals, fraction, productivity, deposit.

В зависимости от зольности в добываемом угле, и требований конечной продукции могут решаться следующие технологические задачи:

- удаление породной массы в крупнокусковом виде;
- разделение исходного сырья на высокзолные и низкзолные продукты.

Эти задачи могут быть решены на основании предварительного изучения грансостава и контрастности отбитого угля.

Установлено, что на обогатительные фабрики некоторых шахт страны поступает горная масса, в которой зольность угля крупностью 10–200 мм составляет в среднем 35–42,5 %, что приводит к необходимости дополнительной транспортировки и переработки значительных объемов породы [1].

Особенно остро эта проблема встает в настоящее время в связи с увеличением глубины ведения очистных работ в условиях освоенных районах.

Гранулометрический состав полезных ископаемых имеет большое значение для многих процессов сортировки, а особенно в тех случаях, когда она проводится в покусковом режиме. Если для большинства других обогатительных процессов гранулометрический состав добываемого сырья влияет преимущественно на технологию предварительного обогащения полезных ископаемых – дробление, измельчение, то при радиометрической сепарации, которая обычно проводится без среднего и мелкого дробления и измельчения, крупность кусков полезного ископаемого

непосредственно влияет на технологические показатели обогащения. В некоторых случаях гранулометрический состав является свойством, определяющим даже саму возможность обогащения руды с помощью радиометрической сепарации. Столь большое значение – это свойство приобретает по двум причинам.

Во-первых, некоторые процессы радиометрической сепарации не приспособлены для обработки мелких классов.

Во-вторых, производительность радиометрических сепараторов резко снижается по мере уменьшения крупности обрабатываемого сырья. Это особенность характерна практически для всех процессов радиометрической сепарации. Кроме того, для некоторых из них возникает дополнительные трудности. При обработке мелких классов интенсивность разделительного признака может оказаться недостаточной для ее регистрации. Поэтому, чем крупнее куски полезного ископаемого, тем выше, при прочих равных условиях, может быть эффект от радиометрической сепарации.

Остановимся подробнее на гранулометрическом составе добываемых углей ряда месторождений.

Изучение фракционного состава углесодержащих формаций с целью их предварительного обогащения проведено на пробах рядовых углей: разрез «Коркинский» ОАО «Челябинскуголь», разрез «Экибастузуголь» [2].

Результаты гранулометрического анализа, содержание массовой доли золы в классах крупности, а также процентное содержание угля, сростков и породы приведены в табл. 1, 2. Данные представлены ОТК предприятий. На рис. 1 представлены зависимости содержания золы от крупности для проб вышеуказанных месторождений.

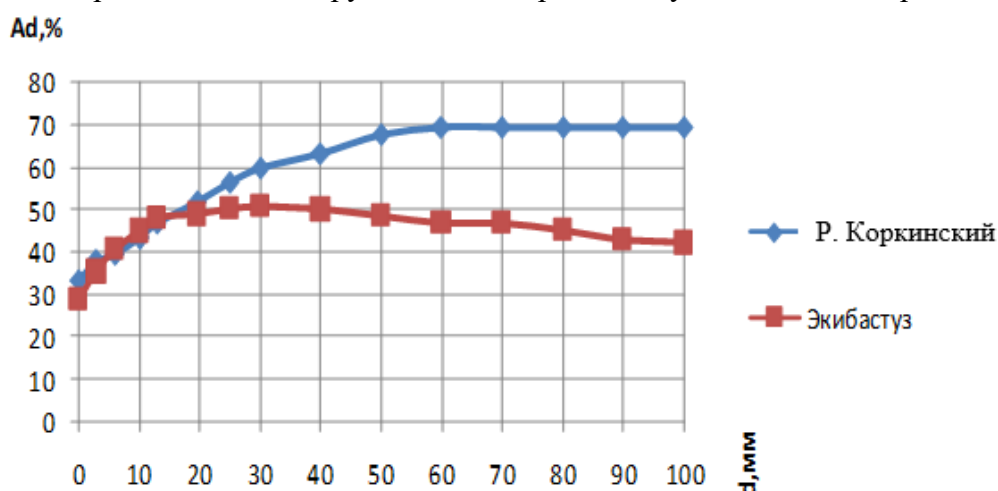


Рис. 1. Зависимость содержания золы от крупности для различных месторождений

Как видно из графиков, наиболее высокзолыми продуктами являются куски крупностью 25–100 мм. В них зольность достигает 65–78 %.

По результатам ситового анализа табл. 1, 2 рассчитаны регрессионные зависимости $A^d = f(d)$ полиномом 2-й степени и имеют вид:

$$\text{Разрез АО «Коркинский»} - A^d = 33,88 + 0,62d - 0,003d^2, \eta = 0,99;$$

$$\text{ОАО «Экибастузуголь»} - A^d = 34,61 + 0,34d - 0,002d^2, \eta = 0,94,$$

где A^d – массовая доля золы в классах крупности d , мм.

Таблица 1. Результаты ситового анализа рядовых углей разреза «Коркинский»

Класс, мм	Продукт	Выход Y, %	Содержание зола A ^d , %	Объединенные продукты		
				Продукт	Выход Y, %	Содержание зола, A ^d , %
+100	Уголь	0,19	14,7	Уголь+сростки	0,6	37,11
	Сростки	0,41	47,5			
	Порода	2,72	76,9	Порода	2,72	76,9
	Итого:	3,32	69,7			
50–100	Уголь	1,4	27,7	Уголь+сростки	1,96	32,36
	Сростки	0,56	44			
	Порода	5,27	78,1	Порода	5,27	78,1
	Итого:	7,23	65,7			
25–50	Уголь	5,03	23,6	Уголь+сростки	9,6	36,36
	Сростки	4,57	50,4			
	Порода	6,74	79,4	Порода	6,74	79,4
	Итого:	16,34	54,1			
+25	Уголь	6,62	24,2	Уголь+сростки	12,16	35,73
	Сростки	5,54	49,5			
	Порода	14,73	78,5	Порода	14,73	78,5
	Итого Кл. + 25:	26,89	59,1			
13–25	Итого:	28,59	45,0		28,59	45,0
6–13	Итого:	22,83	39,7		22,83	39,7
3–6	Итого:	15,56	37,6		15,56	37,6
0–3	Итого:	6,13	33,5		6,13	33,5
Всего:		100	45,7		100	45,7
Итого кл. 0–13:		44,52	38,1		44,52	38,1

Визуальная оценка более мелких классов –25+0 мм данных месторождений указывает на то, что увеличение зольности обусловлено попаданием в них из-за переизмельчения хрупких породных минералов, в среднем зольность угля в этих классах составляет 16–22 %, а породы 45–62 %.

Таблица 2. Результаты ситового анализа рядовых углей «Экибастууголь»

Класс, мм	Продукт	Выход Y, %	Содержание зола A ^d , %	Объединенные продукты		
				Продукт	Выход Y, %	Содержание зола, A ^d , %
+100	Уголь	1,21	16,21	Уголь+сростки	2,75	28,08
	Сростки	1,54	37,4			
	Порода	3,02	54,8	Порода	3,02	54,8
	Итого:	5,77	42,14			
50–100	Уголь	1,41	21,7	Уголь+сростки	32,2	34,35
	Сростки	2,81	44,2			
	Порода	7,21	53,68	Порода	7,21	53,68
	Итого:	10,43	47,71			
25–50	Уголь	6,81	20,6	Уголь+сростки	12,44	33,1
	Сростки	5,63	48,2			
	Порода	8,57	51,16	Порода	8,57	51,16
	Итого:	21,01	40,46			
+25	Уголь	9,43	20,20	Уголь+сростки	18,41	32,57
	Сростки	8,98	45,55			
	Порода	18,60	53,28	Порода	18,60	53,28
	Итого Кл. + 25:	37,01	42,8			
13-25	Итого:	27,16	48,84		27,16	46,84
6-13	Итого:	21,45	40,81		21,45	40,81
3-6	Итого:	9,21	35,46		9,21	35,46
0-3	Итого:	5,17	28,78		5,77	28,76

<i>Всего:</i>	<i>100</i>	<i>42,55</i>		<i>100</i>	<i>42,55</i>
<i>Итого кл. 0–13:</i>	<i>32,83</i>	<i>38,86</i>		<i>32,83</i>	<i>38,86</i>

В результате анализа априорной информации установлено, что тенденция повышения зольности в добываемых углях наблюдается на многих угольных бассейнах: Печерского, Кузнецкого, Южноякутского, Воркутинского, Донецкого [1].

В табл. 3 приведены для сравнения данные о гранулометрическом составе эксплуатационных проб Донецких углей некоторых марок. По этим данным построены кривые гранулометрического состава (рис. 2).

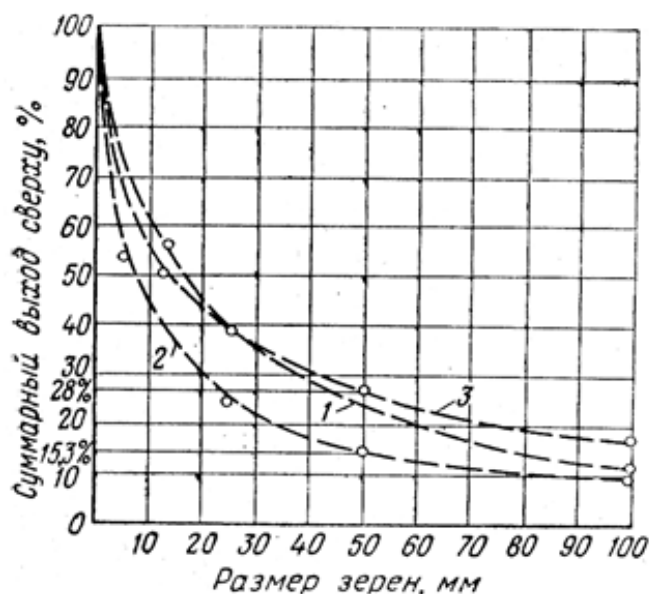


Рис. 2. Кривые гранулометрического состава некоторых углей Донбасса:
1 – марка Г; 2 – марка К; 3 – марка А

Содержание зерен крупностью более 50 мм в угле марки А составляет 28 %, что почти в разы выше содержания этого в угле марки К. Содержание же класса менее 1 мм, наоборот, почти 2 раза выше в угле марки К.

Таблица 3. Гранулометрический состав углей Кузнецкого бассейна

Крупность, мм	Выход, %	Зольность, %
Более 50	5,1	32,4
13–50	13,8	28,6
3–13	36,5	24,2
0–3	44,7	26,7

Таким образом, исследование гранулометрических характеристик этих месторождений показало, что содержание зерен крупностью более 50 мм в рядовых (Р) и антрацитах (А) составляет 32 %, а в коксовых (К) углях 17 %, при этом содержание золы у первых двух (Р, А), 24,8, а у (К) 42,4 % в мелких классах распределение выглядит следующим образом выход марок (Р, А) составляет 68 % при содержании золы 36,6 %, а соответственно у (К) 83 % с содержанием золы 23,6 % [2].

В Подмосковном бассейне добываются угли с зольностью 23–40 %.

По гранулометрическому составу добываемые на различных шахтах Подмосквовного бассейна угли не имеют существенного различия: суммарный выход крупных классов (> 25 мм) колеблется от 49,2 до 53,3 %. Выход штыба (класса 0-6 мм) составляет 21,4–28,6 %. Зольность отдельных классов крупности возрастает от крупных к мелким [1].

Исследования показали, что сопутствующая порода ряда шахт бассейна, представленная в виде различных глин, в процессе обогащения может быть выделена и использована в дальнейшем как сырье для производства строительных материалов и в закладочных работах.

На шахте «Октябрьская» ОАО «Воркутауголь» выход класса +50 мм составляет 22,87 % с зольностью 92,5 %, при этом в этих классах содержание низкозольного угля составляет 1,5–1,6 % с зольностью 21 % [2].

Анализ грансостава углесодержащих формаций показал, что распределение золы по классам крупности неравномерно, при этом значительная концентрация высокозольного продукта наблюдается в основном в крупных классах. Это свидетельствует о возможности применения предварительного обогащения, для этих классов, с целью выделения низкозольных углей. Интерес для предварительного обогащения представляет не только грансостав и содержание золы, а также вещественный состав мелких классов крупности. Исследование вещественного состава позволяет установить какие минеральные включения составляют мелкие фракции, содержание которых способствует созданию плотного закладочного массива с высокой несущей способностью при минимальной его усадке.

Наряду с оценкой грансостава изучались и контрастность отбитого угля в крупных классах крупности.

Эффективность обогащения полезного ископаемого при использовании любого обогатительного процесса в значительной степени зависит от того, насколько резко отличаются по содержанию золы отдельные куски или частицы обрабатываемого сырья. Самый совершенный обогатительный процесс не в состоянии обеспечить выделение из отбитого угля богатого концентрата или кусков, мало отличающихся один от другого по содержанию золы.

Поэтому степень различия кусков по содержанию в них золы является одним из важнейших свойств углесодержащих формаций, влияющих на обогатимость.

Различие кусков по содержанию в них золы принято оценивать контрастностью. Контрастность отбитого угля количественно определяется показателем контрастности M , представляющим собой средневзвешенный относительный модуль отклонения содержания золы в кусках от среднего содержания золы в пробе. Он определяется по формуле [3, 4]:

$$M = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} |\bar{\alpha} - \alpha_i| \frac{m_i}{m}}{\bar{\alpha}},$$

где $\bar{\alpha}$ – средняя массовая доля золы в продукте; α_i – массовая доля золы в отдельном куске; m_i – масса отдельного куска; m – масса всей пробы.

Величина показателя контрастности может изменяться от 0 до 2. По величине показателя M подразделяются на следующие группы: неконтрастные ($M \leq 0,5$); низконтрастные ($M = 0,5-0,7$); контрастные ($M = 0,7-1,1$); высококонтрастные ($M = 1,1-1,5$); особоконтрастные ($M \geq 1,5$).

Ориентировочно можно сказать, что, когда величина показателя контрастности не превышает 0,4–0,5, обогащение, как правило, не дает удовлетворительных результатов. [5]

На первом этапе исследований воспользуемся методикой изучения покусковой контрастности и оценки теоретической обогатимости углесодержащих формаций разреза АО «Коркинский», АО «Экибастузуголь» в крупнокусковом виде. [6]

Угольные месторождения представляют собой чередующиеся пласты угольных и неугольных образований различной мощности.

Чем больше доля неугольных образований в объеме пласта, тем больше неугольных кусков в отбитой горной массе, тем больше склона горной массы к предварительному обогащению различными методами.

Для случая чередования угольных и неугольных образований показатель контрастности может быть оценен по одному классу крупности. В нашем случае данные исследований были выполнены для класса –50+25 мм, а для углей шахты «Коркинская» еще и в классе –150+50 мм.

Представленные пробы были разделены на классы крупности, а из них случайным образом отобраны куски в количестве не менее 100 штук.

Все куски после взвешивания и определения плотности, формировались во фракции. Сформированные фракции подвергались анализу на содержание золы.

Для определения максимальных теоретических показателей предварительного обогащения рассчитаны и построены кривые контрастности рис. 3.

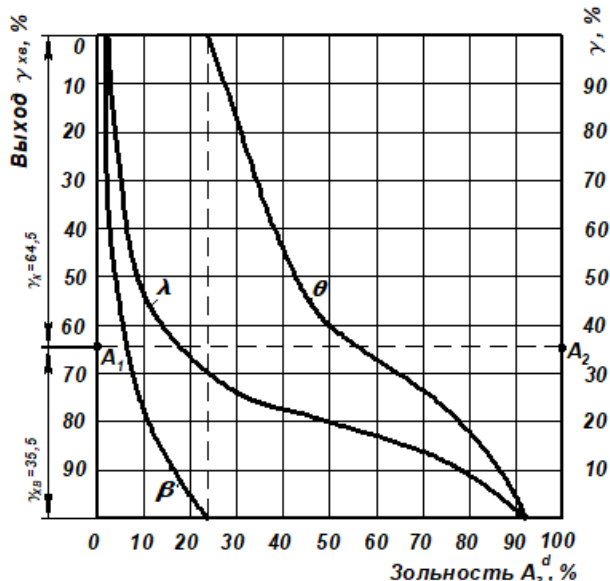


Рис. 3. Кривые контрастности угля разреза «Коркинский» класса –50+25 мм

Кривые контрастности являются графическим изображением зависимости максимальных теоретических показателей обогащения от граничной массовой доли золы в каждом отдельном куске угля.

Значения показателей контрастности и максимальные теоретические показатели обогащения углей изучаемых классов крупности некоторых угольных месторождений представлены в табл. 3.

Максимальные теоретические технологические показатели предварительного обогащения приведены в табл. 3 свидетельствуют, что при задании границ содержания золы в концентрате на уровне $A^d = 6–10 \%$, можно получить выход хвостов от 31–42 % с содержанием золы $A^d = 55–89 \%$.

Величина показателя контрастности изученных классов крупности углей лежит в пределах 0,86–0,99 и относится к контрастным, что говорит о потенциально хорошей обогатимости углей в крупнокусковом виде. [7]

Определение контрастности в классе 6–13 мм для шахты «Коркинская» показала, что показатель контрастности для этого класса равен 0,96. При границе разделения по золе $A^d = 6,5\%$ можно выделить до 34% высокозольных углей с содержанием $A^d = 54,5\%$.

Таблица 3. Максимальные теоретические показатели предварительного обогащения углей

Предприятие	Класс крупности, мм	Показатель контрастности	Массовая доля золы	Хвосты			Концентрат		
				Выход, %	A^d , %	Извлечение A^d , %	Выход, %	A^d , %	Извлечение A^d , %
Разрез «Коркинский»	–100+50	0,96	42	41,5	89,22	88,16	58,5	8,5	11,84
	–50+25	0,86	24	35,4	56,86	83,88	64,5	6,0	16,12
АО «Экибастузголь»	–50+25	0,89	29	35,8	66,66	82,29	64,2	8,0	17,71

Проведенные исследования показали, что грансостав, кривые обогатимости и показатели контрастности углей многих угольных бассейнов свидетельствуют о возможности разделения их различными методами сортировки на низкозольные и высокозольные.

ЛИТЕРАТУРА

1. Нифонтова Т. И., Нифонтов Ю. А. Избирательное разрушение отвальных масс в отвалах угледобывающих предприятий Севера // Информационно аналитический бюллетень. 1999. № 8. С. 71–72.
2. Шаровар И. И., Пацук В. Е. Состояние и перспективы развития методов подземного обогащения угля // ГИАБ. 1992. № 27/9-44 от 29.10.92. 4 с.
3. Потапов В. В. Анализ физических признаков угольных формаций, используемых в технологии разработки пластовых месторождений // Известия УГГА. Специальный выпуск: материалы Уральской горнопромышленной декады (г. Екатеринбург, 10–20 апреля). Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2003. С. 129–135.
4. Tsypin E. F., Morozov Yu. P. Models and laws of the informational processes of dressing // 2nd Regional APCOM'97 Symposium on computer application and operations research in the mineral industries. Moscow, Russia, August 24–28. 1997. P. 367–371.
5. Теория и практика рентгенорадиометрического обогащения / В. С. Шемякин [и др.]. Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2013. 255 с.
6. Потапов В. Я., Ляпцев С. А., Потапов В. В. Аппараты для разделения углей по фрикционным характеристикам // Современные проблемы науки и образования. Технические науки. 2012. № 6. С. 3.
7. Потапов В. В. Технология разработки месторождений угля с предварительным его обогащением в подземных условиях: дис. ... канд. техн. наук. Екатеринбург, 2007. 210 с.

УДК 622.281.

**ПРОМЫШЛЕННАЯ МОДЕЛЬ ФРИКЦИОННОГО СЕПАРАТОРА ДЛЯ
ТЕХНОЛОГИИ РАЗДЕЛЕНИЯ УГОЛЬНОГО СЫРЬЯ**

ПОТАПОВ В. В., ПОТАПОВ В. Я., МАКАРОВ В. Н., СТЕПАНЕНКОВ Д. А.,
КУЗНЕЦОВ А. М.

Уральский государственный горный университет

Аннотация. В статье рассматриваются вопросы о возможном применении малогабаритных установок, позволяющих осуществлять разделение углей на стадиях их добычи и переработки с оставлением пустых пород для размещения их в выработанном пространстве.

Ключевые слова: зольность, породная масса, полезное ископаемое, фракция, производительность, месторождение, технология разработки пластовых месторождений.

**INDUSTRIAL MODEL OF FRICTION SEPARATOR
FOR RAW COAL SEPARATION TECHNOLOGY**

POTAPOV V. V. POTAPOV V. YA. MAKAROV V. N., STEPANENKOV D. A.,
KUZNETSOV A. M.

Ural State Mining University

Abstract. The article discusses the issues of the possible use of small-sized equipment that allow for the separation of coal at the stages of their extraction and processing, leaving waste rocks to place them in the mined-out space.

Keywords: ash content, rock mass, minerals, fraction, productivity, deposit, technology for the development of bedded deposits.

Ухудшение качества добываемых углей, их разубоживание, связано с изменением горно-геологических условий и с технологией разработки угольных пластов подземным способом [1–3].

Управление качеством углей возможно при использовании схем подземного разделения угля и их увязки с производственными процессами разработки угольных пластов.

Применение подземного разделения позволяет исключить вредное воздействие обогатительных фабрик на окружающую среду, ликвидировать породные отвалы и хвостохранилища, снизить затраты на транспортировку угольной массы от очистного забоя до поверхности и повысить за счет этого производственные мощности действующих шахт, использовать по необходимости управление кровлей полной закладкой, что позволит снизить проявления горного давления, и сдвижения земной поверхности.

В настоящее время имеются предложения, позволяющие осуществить подземное разделение угля с размещением пустой породы в выработанном пространстве.

Предложено возможность осуществлять разделение вблизи очистного забоя или на магистральных выработках. Разделение осуществляется на специально

разработанных малогабаритных аппаратах, использующих различие во фрикционных характеристиках углей и породы. Промышленная модель сепаратора БПФС представлена на рис 1.

В основе которого лежит аэрационная классификация – процесс разделения частиц многокомпонентного материала в спектральном интервале «парусности» под воздействием плотности энергии, определяемой кинетической энергией направленного потока воздуха, достаточной для формирования требуемого спектра траекторий движения частиц [4].



Рис. 1. Промышленная модель барабанно-полочного фрикционного сепаратора (БПФС)

Конструктивно аэрационная классификация реализована в барабанно-полочном фрикционном сепараторе с устройством создания направленного управляемого аэродинамического потока воздуха (БПФСА) рис. 2 [5, 6].

БПФСА представляет собой сепаратор, включающий наклонную плоскость *1* с ребрами *2* и криволинейный трамплин с дефлекторами *4*, узел *3* изменения угла наклона плоскости, вращающийся барабан *6*, с подвижные диффузоры *5*, кожух *7*, приемные бункеры фрикционной классификации *9, 10*, приемники *8* для концентрата извлекаемого продукта.

Таким образом, БПФСА представляет собой совокупность четырех структурированных устройств, каждое из которых предназначено для разделения частиц исходного материала по соответствующим структуре признакам (рис. 2).

В соответствии с четырьмя структурированными устройствами в БПФСА выделяются четыре фазы движения исходного многокомпонентного сырья соответствующее четырем этапам его классификации: 1 – движение материала по наклонной плоскости, 2 – криволинейный трамплин с дефлекторами, 3 – разделение компонентов под воздействием потока воздуха с подвижным диффузором вентилятора 4 – разделение материала на поверхности вращающегося барабана.

Механизм разделения исходного сырья на вышеуказанных фазах движения за исключением аэрационной классификации подробно описан в [7].

В силу ограниченной информации по аналитическим материалам процесса аэрационной стратификации многокомпонентного исходного сырья с широким спектром «парусности» путем его взаимодействия с направленным потоком воздуха, наиболее актуально исследовать аэродинамику процесса движения двухфазной среды для повышения эффективности разделения твердых компонентов в направленном воздушном потоке.

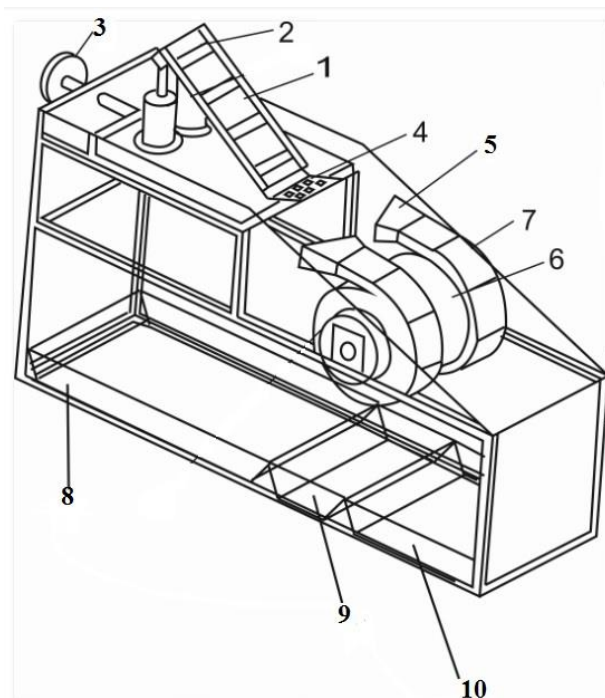


Рис. 2. Принципиальная схема сепаратора БПФСА

Рассмотрим расчет аэрационной классификации многокомпонентного исходного сырья с широким спектром «парусности», соответствующей процессу его классификации на третьей фазе движения в БПФСА. Решение этой задачи позволит повысить качество исходного сырья за счет эффективного использования влияния «парусности» частиц компонентов, на величину действующих на них сил аэродинамического сопротивления, Стокса, Архимеда и Магнуса с целью управления спектром траектории их движения.

Решение задачи математического описания процесса аэрационной классификации основано на использовании метода перехода от микроуровня, то есть движения отдельной частицы к макроуровню, то есть исследованию двухфазной среды с заданным спектром «парусности» твердой фазы.

Математическая модель движения отдельных частиц на микроуровне в зависимости от действующих на них сил, величина и направление которых зависит от «парусности» частиц, позволяет установить зависимость траектории движения двухфазной среды с заданным спектральным интервалом «парусности» от плотности энергии, направления, амплитуды и частоты пульсации управляемого воздушного потока. Указанная модель позволяет рассчитывать параметры плотности энергии воздушного потока в зависимости от спектра парусности частиц для обеспечения максимальной эффективности их классификации с минимальными затратами энергии.

Обладая кинетической энергией i -я частица исходного многокомпонентного сырья под воздействием энергии управляемого направленного потока воздуха перемещается по соответствующей траектории, определяемой плотностью вышеуказанной энергии. При этом необходимо иметь в виду, что плотность энергии воздушного потока, то есть энергия единицы объема среды соответствует удельной аэродинамической силе, то есть давлению, действующему на единичную поверхность в указанном объеме.

Для интегральной оценки влияния «парусности» на траекторию движения частицы и спектра «парусности» на спектр траекторий движения двухфазной среды целесообразно ввести критерии аэрационного подобия:

– коэффициент аэрационного притяжения, характеризующий вертикальную перегрузку i -й частицы, либо двухфазной среды под действием аэродинамических сил:

$$\alpha_i = \frac{\sum_{j=1}^n F_{bi}^j}{F_{Ai}}, \quad (1)$$

Коэффициент аэрационной инерции, характеризующий горизонтальную перегрузку i -й частицы, либо двухфазной среды под действием аэродинамических сил:

$$\beta_i = \frac{\sum_{j=1}^n F_{ri}^j}{F_{Ai}}. \quad (2)$$

Учитывая, что целью уточнения методики расчета аэрационной классификации, то есть аэродинамики движения частиц исходного сырья с широким спектром «парусности», является установление зависимости между энергией частицы в точке схода B с криволинейного трамплина 2, энергией направленного потока воздуха и геометрическими параметрами приемных бункеров 4 БПФСА, в фазе аэрационной классификации, построим уравнения движения частицы в зависимости от действующих на нее сил с учетом введенных выше критериев аэрационного подобия.

Поскольку наибольшее влияние на траекторию движения частицы на данной фазе оказывают аэродинамические силы характер, движения частицы будет определяться ее парусностью, которая численно зависит от вышеуказанных коэффициентов аэрационного притяжения и инерции.

Свободный полет частицы многокомпонентного исходного сырья на третьей стадии движения в БПФСА начинается из точки B со скоростью V_{B_i} , то есть с соответствующей кинетической энергией (рис. 3, 4). При этом скорость движения частицы зависит от ее физических свойств: плотности, состояния поверхности, размеров, формы, петрографического состава, взаимного трения и столкновения частиц между собой и со стенками аппарата.

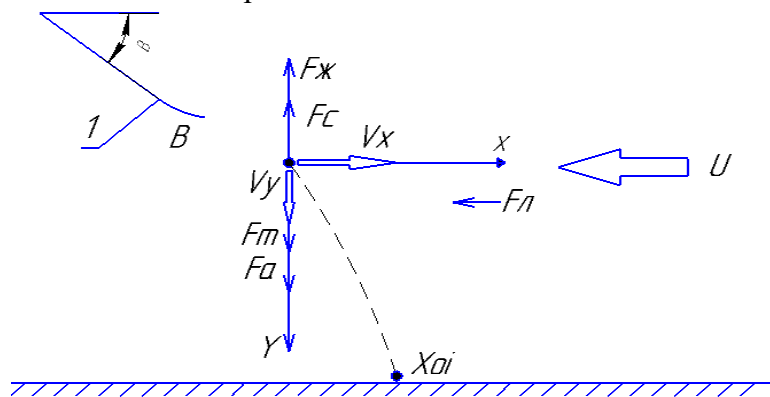


Рис. 3. Схема движения частицы и действующих на нее сил на третьей фазе движения в БПФСА

Таким образом движение i -й частицы с кинетической энергией соответствующей скорости V_{B_i} из точки B будет происходить под действием силы аэродинамического сопротивления, подъемной аэродинамической силы Жуковского, силы Магнуса,

обусловленной перепадом сил аэродинамического давления на поверхности частицы в следствии её вращения, силы Архимеда, связанной с ускорением свободного падения и силой Стокса, обусловленной вязкостью воздуха.

При движении i -й частицы в направлении оси ox на нее действует сила аэродинамического лобового сопротивления $F_{ли}^i$, обусловленная как скоростью собственного движения частицы, так и скоростью направленного аэродинамического потока воздуха.

Уравнение движения i -й частицы компонентов исходного сырья в проекции на ось ox , совпадающую с направлением аэродинамического потока воздуха от действия вентиляторов запишем в виде:

$$F_{ли}^i = m_i \frac{\partial V_{x_i}}{\partial t} = -k_i \pi r_i^2 \rho_v (V_{x_i} + U)^2, \quad (3)$$

где k_i – коэффициент лобового сопротивления i -той частицы; r_i – радиус i -й частицы, м; ρ_v – плотность воздуха, кг/м³; V_{x_i} – составляющая скорости i -й частицы, м/с; U – скорость потока воздуха, м/с; $m_i = \frac{4}{3} \pi r_i^3 \rho_i$ – масса i -й частицы, кг; ρ_i – плотность i -й частицы, кг/м³.

Уравнение движения i -й частицы в проекции на ось oy имеет вид:

$$m_i \frac{\partial V_{y_i}}{\partial t} = -F_{жи}^i + F_{Ai}^i - F_{Ci}^i + F_{Mi}^i; \quad (4)$$

где $F_{жи}^i = c_i \pi r_i^2 \rho_v (V_{x_i} + U)^2$ – сила Жуковского, направленная вертикально вверх, действующая на i -ю частицу;

$F_{Ai}^i = \frac{4}{3} \pi r_i^3 (\rho_i - \rho_v) g$ – сила Архимеда, направленная вниз, действующая на i -ю частицу, являющаяся аналогом силы тяжести;

$F_{Ci}^i = \varphi_i \rho_v \pi \eta r_i V_{y_i}$ – сила сопротивления Стокса, обусловленная вязкостью воздуха и физическими свойствами компонентов исходного сырья;

$F_{Mi}^i = \pi \rho_i r_i^3 \Omega_i (V_{x_i} + U)$ – сила Магнуса, обусловленная вращением i -й частиц компонентов исходного сырья;

c_i – коэффициент подъемной силы Жуковского действующей на i -ю частицу; g – ускорение свободного падения м/с²; φ_i – коэффициент формы частицы в законе Стокса; η – коэффициент кинематической вязкости воздуха, м²/с; $\Omega_i = \frac{V_{в_i}}{2\pi r_i}$ – угловая скорость вращения i -й частицы, с⁻¹.

Таким образом, уравнение вертикального перемещения в проекции на ось oy i -й частицы компонентов исходного сырья под действием направленного аэродинамического потока воздуха с учетом действия сил Стокса, Магнуса, Архимеда и Жуковского может быть представлено в виде:

$$m_i \frac{\partial V_{y_i}}{\partial t} = -c_i \pi r_i^2 \rho_v (V_{x_i} + U)^2 + \rho_v m_i g - \varphi_i \pi \eta r_i V_{y_i} + \pi \rho_v r_i^3 \Omega_i (V_{x_i} + U). \quad (5)$$

С учетом, что $V_{y_i} \ll (V_{x_i} + U)$, в уравнениях (4), (5) не учитывается аэродинамическая сила лобового сопротивления в проекции на ось oy .

С учетом уравнения баланса сил Жуковского, Архимеда, Стокса и Магнуса скорость вертикального перемещения V_{y_i} i -й частицы компонентов исходного сырья получим в виде:

$$V_{y_i} = \frac{r_i \left[-\frac{4}{3} r_i \left(\frac{\rho_i}{\rho_B} - 1 \right) g + r_i \Omega i (V_{x_i} + U) - c_i (V_{x_i} + U)^2 \right]}{\varphi_i \eta_i}. \quad (6)$$

Из формулы (6) следует, что при скорости направленного аэродинамического потока воздуха U_0 вниз, по направлению оси ou будут перемещаться частицы компонентов, размеры которых определяется зависимостью:

$$r_{0i} > \frac{c_i (V_{x_i} + U_0)^2}{-\frac{4}{3} r_i \left(\frac{\rho_i}{\rho_B} - 1 \right) g + (V_{x_i} + U_0) \Omega i}. \quad (7)$$

Энергия i -й частицы при сходе с нижней кромки B наклонной полки определяется по формуле:

$$E_i = \frac{2}{3} \pi r_i^3 \rho_i V_{B_i}^2. \quad (8)$$

Таким образом, горизонтальная скорость движения i -й частицы становится равной нулю $V_{x_i} = 0$ в точке на горизонтальной поверхности приемного бункера БПФСА, определяемой из условия:

$$X_{0i} = \frac{E_i}{F_{\Lambda}^i}. \quad (9)$$

С учетом формул (8), (9) получим:

$$X_{0i} = \frac{2c V_{B_i}^2 r_i}{3\rho_B U_0^2 c_i}. \quad (10)$$

Выражения для коэффициентов аэрационного притяжения и инерции с учетом (8), (9), (10) после преобразования получим в виде:

$$\alpha_{0i} = \frac{F_{M_i}^i - F_{ж_i}^i}{F_{A_i}^i} = \frac{3(V_{x_i} + U_0)}{4(\rho_i - \rho_B)g} \left(\rho_i \Omega i - \frac{c_i \rho_B (V_{x_i} + U_0)}{r_i} \right); \quad (11)$$

$$\beta_{0i} = -\frac{F_{\Lambda_i}^i}{F_{A_i}^i} = \frac{3k_i \rho_B (V_{x_i} + U_0)^2}{4r_i (\rho_i - \rho_B) g}. \quad (12)$$

Формула для расчета вертикальной скорости перемещения i -й частицы в функции от коэффициента аэрационного притяжения с учетом уравнений (11), (12) после соответствующих преобразований получим в виде:

$$V_{0i} = 0,75 \frac{(1 + \alpha_{0i})(\rho_i - \rho_B) r_i^2 g}{\varphi_i \eta_i \rho_B}. \quad (13)$$

Формулу для расчета положения приемного бункера аэрационной классификации в функции от коэффициента аэрационной инерции после соответствующих преобразований получим в виде:

$$X_{0i} = \frac{\rho_i V_{Bi}^2}{2\beta_{0i}(\rho_i - \rho_b)g}. \quad (14)$$

Модифицированная математическая модель аэрационной классификации на 3-й фазе движения в БПФСА многокомпонентных материалов с широким спектром «парусности», включающая уравнения (11), (12), (13), (14), позволила всесторонне исследовать механизм разделения частиц под действием аэродинамических сил направленного воздушного потока. При этом уравнения движения учитывают физические свойства, компонентов, объединенные интегральным критерием «парусности», что позволило осуществить оптимизацию геометрических параметров и режимов работы БПФСА, при относительно небольших затратах на экспериментальные исследования, изготовление макетов и опытных образцов. Как показали исследования по разделению угля (табл. 1) на промышленные установки рис. 1.

Экспериментальные исследования процесса разделения по упругости и трению в полупромышленных условиях подтвердили результаты теоретических исследований и доказали их применимость для разделения угля.

Таблица 1. Технологические показатели разделения углей класса –50+0 мм на БПФС (лоток–сталь, барабан–сталь; диаметр барабана 500 мм, частота вращения 102 об/мин)

Месторождение	Продукт разделения	Выход продукта, %	Массовая доля золы A^d , %	Извлечение золы E , %
Разрез «Коркинский»	Концентрат	48,72	23,4	24,94
	Хвосты	51,28	66,93	75,06
	Итого	100,00	45,72	100,00
Экибастуз	Концентрат	46,38	19,78	21,79
	Хвосты	53,62	61,42	78,21
	Итого	100,00	42,11	100,00

Установлено, что при сочетании процессов движения углесодержащих частиц по наклонной поверхности, удара их о поверхность вращающегося барабана формируется веер траекторий частиц, отличающихся коэффициентом трения и восстановления при ударе, благодаря чему происходит разделение.

Использование аэродинамического эффекта от направленного воздушного потока в БПФСА позволяет повысить эффективность разделения многокомпонентных материалов, в частности, угольного сырья.

ЛИТЕРАТУРА

1. Потапов В. Я., Афанасьев А. И., Ляпцев С. А., Цыпин Е. Ф., Потапов В. В., Иванов В. В. Сепаратор для разделения материалов по трению и упругости: пат. 111780 Рос. Федерация; заявл. 24.06.11; опубл. 27.12.2011, Бюл. № 36.

2. Афанасьев А. М., Потапов В. Я., Александрова Е. И. Анализ закономерностей разделения минералов на полке фрикционного сепаратора // Математическое моделирование механических явлений: материалы Всероссийской научно-технической конференции. Екатеринбург: Изд. УГГУ, 2011. С. 47–53.

3. Анохин П. М., Афанасьев А. И., Казаков Ю. М., Потапов В. Я. Рабочий процесс полочного фрикционного сепаратора с криволинейным трамплином переменной кривизны // Известия УГГУ. 2016. № 2. С. 70–72.

4. Потапов В. Я., Макаров В. Н., Потапов В. В., Макаров Н. В., Анохин П. М. Математическое моделирование технологии классификации глиноземов в аэродинамических потоках фрикционных аппаратов // Вестник Забайкальского государственного университета. 2017. Т. 23. № 1. С. 44–51.

5. Лящев С. А., Потапов В. Я., Давыдов С. Я., Потапов В. В., Семериков Л. А., Васильев Е. А. Классификация материалов при ударе о разделительную поверхность. Classification of Granular Material in an impact with Separation Surface (Thomson Reuters). Новые огнеупоры. 2014. № 12. С. 27–30. Refractories and industrial Ceramics. N. Y. P. 570–572.

6. Makarov V. N., Davydov S. Ya. Theoretical basis for increasing ventilation efficiency in technological processes at industrial enterprises // Springer science + business media. 2015. № 2. P. 59–63.

7. Потапов В. Я., Тимухин С. Я., Потапов В. В. и др. Использование аэродинамического эффекта в фрикционных сепараторах для разделения минеральных комплексов, обладающих парусностью // Изв. УГГУ. 2011. Вып. 25-26. С. 84–89.

ПРИМЕНЕНИЕ МОБИЛЬНЫХ ДОБЫЧНЫХ ПЕРЕРАБАТЫВАЮЩИХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ ОСВОЕНИИ ТРУДНОДОСТУПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

БОЧКОВ В. С., БОЧКОВА К. В.

Уральский государственный горный университет

Аннотация. Постепенное обеднение месторождений в обжитых районах приводит к необходимости поиска технологий, оборудования для освоения труднодоступных месторождений, под которыми понимаются месторождения, доступ к которым затруднён по причине отсутствия соответствующей инфраструктуры. Для разработки таких месторождений необходим анализ и проработка новых подходов к освоению месторождений. Более широкое применение мобильного и полустационарного дробильно-сортировочного оборудования. Перемещение рудоподготовки в определённых масштабах непосредственно на месторождение. Использование дистанционных телекоммуникационных технологий для управления горным и дробильным оборудованием. Применение систем мониторинга состояния основных узлов применяемого оборудования для реализации обслуживания оборудования по его фактическому состоянию и уменьшения количества выездов в отдалённые районы мобильной сервисной службы.

Ключевые слова: добыча, дробление, добыча, дробилки, сортировка, мониторинг, удалённое управление.

APPLICATION OF MOBILE PRODUCTION AND PROCESSING COMPLEXES IN THE DEVELOPMENT OF HARD TO ACCESS DEPOSITS

BOCHKOV V. S., BOCHKOVA K. V.

Ural State Mining University

Abstract. Gradual depletion of deposits in populated areas leads to the need to search for technologies, equipment for the development of hard-to-reach deposits, which refers to deposits that are difficult to access due to the lack of appropriate infrastructure. To develop such deposits, it is necessary to analyze and develop new approaches to the development of deposits. Wider use of mobile and semi-stationary crushing and screening equipment. Transfer of ore preparation on a certain scale directly to the deposit. Use of remote telecommunication technologies to control mining and crushing equipment. The use of monitoring systems for the condition of the main components of the equipment used to implement maintenance of equipment according to its actual condition and reduce the number of trips to remote areas of the mobile service.

Keywords: mining, crushing, mining, crushers, sorting, monitoring, remote control.

Задачи развития экономики РФ предопределяют значительное увеличение добычи и переработки минерального сырья. В настоящее время в связи с обеднением руды в обжитых районах РФ наблюдается потребность в освоении труднодоступных месторождений. Основным тормозом при их освоении являются неразвитость инфраструктуры (отсутствие ж/д и пригодных автомобильных дорог, электрических сетей и т.д.). Также, важным фактором является мало обжитость этих регионов и, соответственно, отсутствие человеческого потенциала для развития планируемого предприятия по добыче полезного ископаемого.

В связи с этим для развития добычи в этих регионах требуется поддержка государства для создания основной инфраструктуры. А для привлечения необходимого персонала, как правило, используется вахтовый метод.

Исходя из этого целесообразно в труднодоступных регионах создание горного предприятия, которое будет заниматься добычей и рудоподготовкой, а непосредственно само обогащение будет производиться на уже существующих обогатительных фабриках, что позволит повысить их загрузку при истощении близлежащих к ним месторождений. Например, такой способ организации работ на Среднем Урале планирует применить холдинг УГМК на Шемурском месторождении, расположенном на севере Свердловской области.

Для организации описанного выше технологического процесса необходимо подобрать и обосновать применение рационального типа оборудования и встроить его в технологическую цепочку.

Разработки технологий добычи и переработки полезных ископаемых в отдалённых регионах нашей страны начались еще в 1970–1980-е годы. Основными направлениями развития научной мысли было:

- снижение крупности породы в забое, которое существенно повышает производительность экскаватора;

- так как дробление механическими средствами дороже дробления взрывом, целесообразнее ввести контроль негабаритов и определения его для разрушения взрывом, с последующей классификацией грохотом. Для этих целей, возможно, применят полустационарные грохоты.

Применение взрыва для крупного дробления способно значительно сократить издержки. Далее необходима установка дробилки (стационарной или полустационарной) либо непосредственно в карьере или на борту карьера. Необходимо стремиться к получению руды размером 3–5 мм, это позволит при транспортировании полезного ископаемого на основную обогатительную фабрику избежать пыления.

В настоящее время для реализации описанной технологии созданы мобильные дробильно-сортировочные комплексы как отечественного, так и зарубежного производства (рис. 1), которые могут быть применены на небольших месторождениях (срок разработки до 25 лет). Для более крупных месторождений целесообразно использовать стационарное или полустационарное дробильно-сортировочное оборудование рис. 2.

Также для труднодоступных месторождений перспективным видится использование дистанционных телекоммуникационных технологий для управления горным и дробильным оборудованием. Применение систем мониторинга состояния основных узлов применяемого оборудования для реализации обслуживания оборудования по его фактическому состоянию и уменьшения количества выездов в отдалённые районы мобильной сервисной службы.

Условия добычи и переработки полезных ископаемых активно меняются, особенно в наше время с интенсивным развитием техники и технологий, а также возрастающими потребностями человечества. Они усложняются из-за таких, например, факторов, как смещение районов переработки в зоны сурового климата, роста объемов вскрышных работ, объемов разработки полезных ископаемых из-за роста потребности в сырье и обеднения руд, одновременное превращение в глубокие и сверхглубокие большого количества разрабатываемых карьеров, трудности обогащения при комплексном использовании руд и т. д.

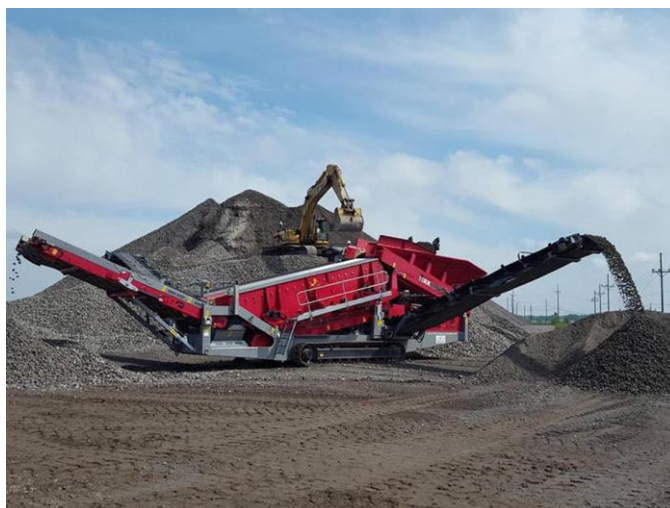


Рис. 1. Пример мобильного перерабатывающего комплекса



Рис. 2. Полустационарный дробильно-сортировочный комплекс

Удовлетворение нужд развития технологических процессов, связанных с использованием дробильно-измельчительного или дробильно-размольного оборудования (ДРО) возможно в определенных пределах, а в прогнозируемый период времени вынуждено происходить на базе использования традиционного оборудования.

Совершенствование в этот период должно достигаться, в основном, организационными мерами (перераспределение удельного веса дробления и измельчения, перенос крупного дробления в карьер), повышением единичной мощности оборудования, автоматизацией производственных процессов.

Коренное средство повышения эффективности рудоподготовки заключается в создании новых машин на базе исследований физико-механических свойств горных пород, совершенствования рабочих органов дробильно-измельчительного оборудования.

На развитие ДРО оказывает влияние развитие фона – смежных и основных объектов применения этих машин.

При прогнозе принято, что граничными машинами дробильного оборудования, испытывающими непосредственное влияние фона, являются дробилки крупного дробления (ККД) и дробилки мелкого дробления (КМД).

Дробилки ККД, граничащие с процессами выемки и транспорта горной массы, испытывают влияние именно этих процессов. Дробилки КМД, завершающие процесс дробления, развиваются под влиянием процесса измельчения.

Дробилки вторичного крупного дробления (КРД) и среднего дробления (КСД) «воспринимают» уровень дробилок ККД и КМД.

Мельницы в своем развитии зависят от нужд процесса обогащения.

Проведенные обзорные исследования показывают, что развитие дробильно-размольного оборудования в прогнозируемый период времени будет идти на базе традиционной техники:

- разработаны требования к транспортабельным и полустационарным карьерным дробильным установкам в зависимости от конкретных условий эксплуатации;

- выявлены вопросы и проблемы развития и освоения дробилок завершающих стадий дробления, мельниц с мелющими телами и самоизмельчения;

- оценена перспективность имеющихся технических предложений;

- определена потребность в дробильно-размольном оборудовании;

- определена перспективность использования при разработке труднодоступных месторождений дистанционных телекоммуникационных технологий для управление горным и дробильным оборудованием, применение систем мониторинга состояния основных узлов применяемого оборудования для реализации обслуживания оборудования по его фактическому состоянию и уменьшения количества выездов в отдаленные районы мобильной сервисной службы.

ЛИТЕРАТУРА

1. Андреев Е. Е., Тихонов О. Н. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению: учебник. СПб: СПГИ (ТУ), 2007. 439 с.

2. Клушанцев Б. В., Косарев А. И., Муйземнек Ю. А. Дробилки. Конструкция, расчет, особенности эксплуатации. М., 1990. 320 с.

3. Андреев С. Е., Зверевич В. В., Перов В. А. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М.: Недра, 1966. 396 с.

ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ИЗУЧЕНИЮ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГРОХОЧЕНИЯ ПЕСКОВ ПРИ ВНЕДРЕНИИ В СХЕМУ ПРОМЫВОЧНЫХ УСТАНОВОК ГРОХОТА ГИТ-32

КОРОСТОВЕНКО В. В., МЕДВЕДЬ Н. В., МОРОЗОВА Е. Л., МОРОЗОВ В. Н.
Сибирский федеральный университет

Аннотация. В статье приводятся результаты промышленного исследования грохочения легкопромывистых песков при бульдозерной разработке россыпей. Эффективность грохочения на грохоте ГИТ-32 составила 95,6-96,6 %, что значительно превышает эффективность грохочения в скрубберах АСК-700 и АСК-1200, равную 90 %. Потери полезного компонента с галей составили 11 г/м³ при выходе 74 % от питания грохота. По результатам промышленных испытаний вибрационного грохота ГИТ-32 делается вывод о целесообразности его использования на промывочных установках ПГС-700 и ПКС-1200 вместо скрубберов АСК-700 и АСК-1200 при вовлечении в разработку бедных легкопромывистых песков.

Ключевые слова: россыпное месторождение, металлоносные пески, грохочение, дезинтеграция, скруббер, промывочная установка, надрешетный и подрешетный продукт.

INDUSTRIAL RESEARCH ON THE EFFECTIVENESS OF SAND SCREENING WHEN INTRODUCING THE GIT-32 SCREEN INTO THE SCHEME OF FLUSHING INSTALLATIONS

KOROSTOVENKO V. V., MEDVED N. V., MOROZOVA E. L., MOROZOV V. N.
Siberian Federal University

Abstract. The article presents the results of an industrial study of the screening of easily washed sands during the bulldozing of placers. The screening efficiency for the GIT32 screen was 95.6-96.6%, which significantly exceeds the screening efficiency in the ASK-700 and ASK-1200 scrubbers, equal to 90%. The losses of the useful component with the galley amounted to 11 g/m³ at the output of 74% of the screen power. Based on the results of industrial tests of the GIT-32 vibrating screen, it was concluded that it is advisable to use it on the washing plants PGS-700 and PKS-1200 instead of the ASK-700 and ASK-1200 scrubbers when involving poor easy-to-wash sands in the development.

Keywords: placer deposit, metalliferous sands, screening, disintegration, scrubber, washing plant, over-lath and under-lath product.

В настоящее время грохочение металлоносных песков в промывочных установках производится в скрубберах АСК-700, АСК-1200. Эффективность грохочения в этих скрубберах по результатам промышленных исследований при промывке части торфов, включенных в разработку, не превышает 90 % [1]. С целью повышения эффективности грохочения металлоносных песков в схеме промывочных установок ПКС-700 и ПКС-1200 были внедрены вибрационные грохота ГИТ-32. Вибрационные грохота ГИТ-32 предназначены для классификации и разделения продуктов обогащения по классам крупности. Сравнительные показатели грохота ГИТ-32 и применяемых на промывочных установках скрубберов АСК-700 и АСК-1200 приведены в табл. 1.

Материал на грохот ГИТ-32 подавался ленточным транспортером для грохочения по классу 13 мм. Надрешетный продукт грохота, согласно

гранулометрической характеристике, не содержал полезного компонента, поэтому направлялся в отвал. Подрешетный продукт –13 мм подавался на отсадочную машину МОД-4М, а подрешетный концентрат отсадки – на концентрационный стол СКМ-1-А. Концентраты отсадочных машин и концентрационных столов с содержанием полезного компонента 60 % направлялись в сушильно-квартовочный цех.

Таблица 1. Сравнительные показатели грохотов

Показатели	Тип грохота		
	ГИТ-32	АСК-1200	АСК-700
Паспортная производительность, м ³ /ч	70	75	50
Максимальная крупность питания, мм	100	600	600
Длина сеющей поверхности, мм	2500	2730	2100
Мощность привода, кВт	3,8	30	17
Масса, кг	1390	6300	5040
Габаритные размеры, мм:			
длина	2690	8760	7650
ширина	1860	4930	4760
высота	1450	5405	5400
Балансовая стоимость, руб.*	6120	23 761	21 920

*По ценам 1991 года.

С целью представительной оценки эффективности грохочения на промывочных установках проводилось опробование питания грохота и надрешетного продукта. Отбор проб производился следующим образом. При установлении нагрузки одновременно останавливался конвейер и стакер. Пробы отбирались с конвейера (исходный материал) и стакера (надрешетный продукт), замерялись объем проб и длина конвейера, с которого отбирались пробы. Последующий отбор проб производился после изменения нагрузки и ее стабилизации. При определении объема проб в плотной массе введены коэффициенты разрыхления: для гали – 1,5; для песков – 1,1; для эфелей – 1,3. Параметры опробования приведены в табл. 2. Для определения содержания класса –13 мм произведен рассев проб ситом с диаметром отверстий 13 мм. При определении объема в плотной массе использовался коэффициент разрыхления 1,3. Данные, полученные при расसेве по определению эффективности грохочения, представлены в табл. 3. Для определения потерь металла с надрешетным продуктом грохота материал в исходном питании и надрешетный продукт были отмыты на лотке. Результаты промывки проб представлены в табл. 3-4. Расчет нагрузки на конвейер и стакер производился согласно практическому руководству по эксплуатации промывочных установок по формуле:

$$Q = 3600 \cdot (V/L) \cdot C, \quad (1)$$

где Q – нагрузка на конвейер и стакер, м³/ч;
 V – объем пробы в плотной массе, м³;
 L – длина участка, с которого представлена проба, м;
 C – скорость движения ленты, м³/с.

Эффективность грохочения оценивалась по формуле,

$$E = (\alpha - V) \cdot 100 / \alpha, \quad (2)$$

где E – эффективность грохочения, %;
 α, V – выход по объему фракций мельче размера отверстий грохота в исходных песках и в гале соответственно, %.

Зависимость эффективности грохочения от нагрузки приведена ниже:

Производительность, м ³ /ч	46,0	44,1	40,2	38,6
Эффективность грохочения, %	95,6	95,8	96,5	96,6

Эффективность грохочения на грохоте ГИТ-32 составила 95,6-96,6 %, что значительно превышает эффективность грохочения в скрубберах АСК-700 и АСК-1200, равную 90 %. Потери полезного компонента с галей составили 11 г/м³ при выходе 74 % от питания грохота. По результатам промышленных испытаний вибрационного грохота ГИТ-32 можно сделать вывод о целесообразности его использования на промывочных установках ПГС-700 и ПКС-1200 вместо скрубберов АСК-700 и АСК-1200 при вовлечении в разработку бедных легкопромывистых песков.

Таблица 2. Опробование продуктов грохочения на ГИТ-32

Номер пробы	Место отбора проб	Длина участка ленты, м	Скорость ленты, м/с	Объем пробы, м	Коэффициент разрыхления	Объем пробы в плотной массе	Производительность, м ³ /ч
I	Конвейер Стакер	7,42	1,54	0,065	1,1	0,059	44,1
		23,64	1,54	0,0725	1,5	0,048	11,3
II	Конвейер Стакер	10,48	1,54	0,03	1,1	0,073	38,6
		22,32	1,54	0,65	1,5	0,043	10,7
III	Конвейер Стакер	9,88	1,54	0,09	1,1	0,082	46,0
		23,29	1,54	0,0925	1,5	0,062	14,8
IУ	Конвейер Стакер	9,38	1,54	0,075	1,1	0,068	40,2
		22,29	1,54	0,0825	1,5	0,055	13,7

Таблица 3. Эффективность грохочения металлоносных песков на вибрационном грохоте ГИТ-32

Номер пробы	Место отбора проб	Объем пробы в плотной массе	Объем класса - 13 мм в рыхлой массе, м	Объем класса - 13 мм в плотной массе, м	Содержание класса –13 мм в пробе, %	Эффективность грохочения, %
I	Конвейер Стакер	0,059	0,035	0,032	54,2	95,8
		0,048	0,0015	0,0011	2,3	
II	Конвейер Стакер	0,073	0,049	0,045	61,9	96,6
		0,043	0,0012	0,0009	2,1	
III	Конвейер Стакер	0,082	0,05	0,045	54,9	95,6
		0,062	0,0019	0,0015	2,4	
IУ	Конвейер Стакер	0,068	0,047	0,043	63,2	96,5
		0,055	0,0016	0,0012	2,2	
Ср.	Конвейер Стакер	0,071	0,073	0,045	63,4	96,4
		0,052	0,0016	0,0012	2,3	

Таблица 4. Данные химического анализа шлихов и содержание металла в пробах

Объем пробы в плотной массе, м	Масса шлиха, г	Содержание металла в шлихе, %	Масса металла в шлихе, г	Содержание металла, г/м
0,059	354,7	23,7	84,1	1425
0,048	3,9	20,42	0,8	17
0,073	171,6	42,95	73,7	1010
0,043	7,9	8,83	0,7	16
0,082	130,2	36,55	47,6	580
0,062	9,2	5,76	0,53	9
0,068	86,1	29,83	25,7	378
0,055	1,3	25,34	0,3	5
0,282	656,5	35,2	231,1	820
0,208	22,3	10,4	2,33	11

ЛИТЕРАТУРА

1. Потапова Т. С., Морозов В. Н., Морозова Е. Л. Опыт внедрения вибрационного грохота ГИТ-32 в схеме промывочных установок при бульдозерной разработке россыпей // Разработка россыпных месторождений: сб. научных трудов. М.: Изд-во МГРИ, 1987. С. 96–99.

ПРИЧИНЫ СНИЖЕНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ РЕЖИМОВ РАБОТЫ ШАХТНЫХ ВОДООТЛИВНЫХ УСТАНОВОК, ОБОРУДОВАННЫХ ЦЕНТРОБЕЖНЫМИ НАСОСАМИ

ЮСУПОВ Т. И., УГОЛЬНИКОВ А.В.

Уральский государственный горный университет

Аннотация: в статье представлены причины снижения энергоэффективности режимов работы шахтных водоотливных установок, оборудованных центробежными насосами. Авторы отмечают, что одной из причин высокой энергоемкости шахтного водоотлива является загрязненность шахтной воды механическими примесями. Нерастворимые твердые, минеральные частицы (шлам), содержащиеся в откачиваемой воде, приводят к износу элементов проточной части центробежных насосов.

Ключевые слова: шахтные водоотливные установки, центробежные насосы, энергоэффективность, режимы работы шахтных водоотливных установок, загрязненность шахтной воды.

REASONS FOR REDUCING THE ENERGY EFFICIENCY OF MINE DRAINAGE SYSTEMS EQUIPPED WITH CENTRIFUGAL PUMPS

T. I. YUSUPOV, UGOLNIKOV A.V.

Ural State Mining University

Abstract: the article presents the reasons for reducing the energy efficiency of the operating modes of mine drainage systems equipped with centrifugal pumps. The authors note that one of the reasons for the high energy intensity of mine drainage is the contamination of mine water with mechanical impurities. Insoluble solid, mineral particles (sludge) contained in the pumped water lead to wear of the elements of the flow part of centrifugal pumps.

Keywords: mine drainage systems, centrifugal pumps, energy efficiency, operating modes of mine drainage systems, mine water pollution.

Одной из причин высокой энергоемкости шахтного водоотлива является загрязненность шахтной воды механическими примесями, содержание которых достигает 10-20% по объему перекачиваемой жидкости. В связи с этим повышение энергоэффективности режимов работы шахтного водоотлива непосредственно связано с необходимостью применения на добычных горизонтах и участках гидромеханизированных устройств для удаления из шахтной воды твердой составляющей [2].

Также содержащиеся в откачиваемой воде во взвешенном состоянии нерастворимые твердые, минеральные частицы (шлам) приводят к износу элементов проточной части центробежных насосов и их уплотнительных устройств, сопровождающихся увеличением зазоров и объемных утечек через них, что приводит к снижению подачи, напора, КПД насосов и соответственно значительному перерасходу электроэнергии при их работе на внешнюю сеть [3; 4].

В главных насосных установках шахт широкое распространение получили горизонтальные центробежные секционные насосы (рис. 1) типа ЦНСК, имеющие вертикальный разъем корпуса. Каждая секция имеет корпус 4 с направляющим аппаратом 5 и рабочее колесо 6 одностороннего всасывания. Рабочие колеса устанавливаются на одном валу, а корпуса секций вместе с крышками всасывания 8 и нагнетания 3 соединены стяжными шпильками 7 и образуют единый герметичный

корпус насоса. Места выхода вала 1 из корпуса насоса герметизируются сальниковыми уплотнениями 2.

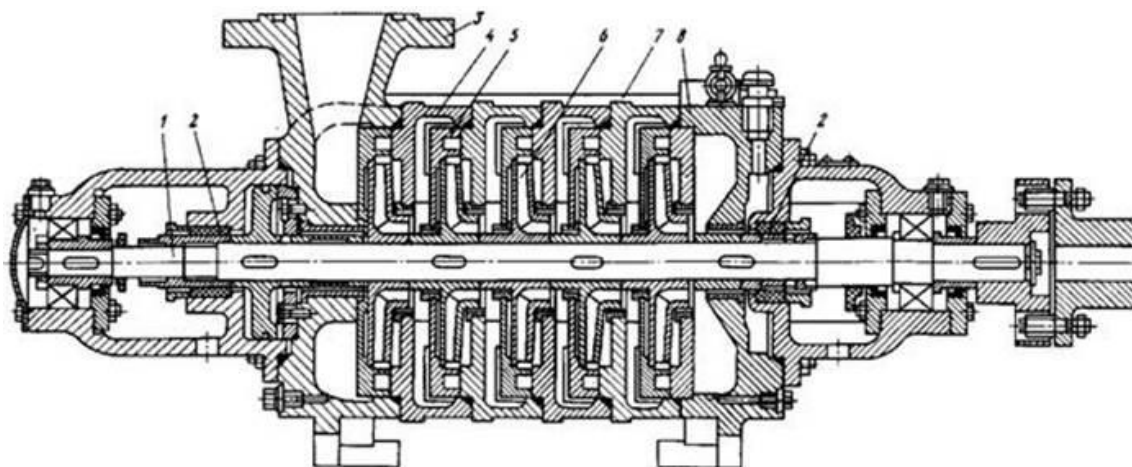


Рис. 1. ЦНС (центробежный насос секционный)

Технология ведения открытых, подземных горных работ напрямую связана с работой водоотлива, свыше 90 % которого осуществляется центробежными насосами, составляющими более 70 % от всего парка водоотливных установок страны. Практически все шахтные водоотливные установки оборудованы центробежными насосами секционными кислотоупорными ЦНСК. В насосах ЦНСК, предназначенных для откачки кислотных шахтных вод температурой от 1 до 40°С с содержанием механических примесей не более 0,2% по массе и размером частиц 0,2 мм, опорные кронштейны выполняются из чугуна, уплотняющие кольца, направляющие аппараты, втулки разгрузки — из пресс-материала АГ-4В, остальные детали — из хромоникелевой стали.

Также мы разделяем мнение о том, что существует значительный резерв экономии электроэнергии за счет предварительной очистки шахтной воды от механических примесей непосредственно и горизонтах на участках, где идет добыча. Такая технология шахтного водоотлива позволяет уменьшить величину потребного напора насосных агрегатов, способствует повышению надежности эксплуатации оборудования и трубопроводов и их рабочего ресурса [1].

ЛИТЕРАТУРА

1. Александров В.И., Авксентьев С.Ю., Махараткин П.Н. Энергоэффективность систем шахтного водоотлива / В. И. Александров, С. Ю. Авксентьев, П. Н. Махараткин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 2. С. 253-268.
2. Горелкин И. М. Разработка и обоснование способов повышения энергоэффективности насосного оборудования комплексов шахтного водоотлива // автореф. дис. ...канд. тех. наук / И. М. Горелкин. – Санкт-Петербург; 2014. – 21 с.
3. Долганов А.В. Повышение энергоэффективности при эксплуатации комплексов шахтного водоотлива. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) М.; Горная книга. – 2019. – S9 - С. 16-23
4. Долганов А.В., Тимухин С.А. Гидроабразивный износ насосов рудничного водоотлива: научная монография / А.В. Долганов, С.А. Тимухин. – М.: Издательский дом Академии Естествознания, 2016. – 180 с

5. Тимухин С. А., Долганов А. В., Пискарев А. Н., Попов Ю. В., Салтанов Е. П. Шахтные центробежные, секционные насосы нового поколения / 3. С.А. Тимухин, А.В. Долганов, А.Н. Пискарев, Ю.В. Попов, Е.П. Салтанов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015. № 4. С. 188-191
6. Щербина Г.С. Горный англо-русский словарь // Изд-во: Сибирский государственный индустриальный университет (Новокузнецк). – 2014. – 306 с.

УДК 622.271: 622.013.3

АЛГОРИТМ ДОЛГОСРОЧНОГО ПЛАНИРОВАНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

БИЛИН А. Л.^{1,2}, НАГОВИЦЫН Г. О.¹

¹ Горный институт Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр»
Российской академии наук (ГoИ КНЦ РАН)

² Мурманский арктический государственный университет

Аннотация. За счет совмещения аналитических и математических методов разработан алгоритм автоматизированного обоснования направления углубки и режима горных работ. Алгоритм предназначен для углубочной системы разработки с концентрацией горных работ, увязывающий конкретные горно-геологические условия и заданные технологические ограничения системы разработки. Учитываются изменения темпов углубки рабочей зоны карьера в различные периоды отработки месторождения. Алгоритм выделяет и позволяет преодолеть критический период функционирования карьера. Использование алгоритма показано на условном примере, ведется подготовка к его реализации в ГГИС MINEFRAME.

Ключевые слова: проектирование карьеров, долгосрочное планирование, режим горных работ, промежуточные положения карьеров, автоматизированный горно-геометрический анализ, эксплуатационный коэффициент вскрыши.

THE ALGORITHM FOR LONG-TERM MINE PLANNING IN OPEN PITS

BILIN A. L.^{1,2}, NAGOVITSYN G. O.¹

¹ Mining Institute of the Federal research centre "Kola scientific centre"
of the Russian academy of sciences

² Murmansk Arctic state University

Abstract. By combining analytical and mathematical methods, an algorithm for automated justification of deepening direction and mining mode is developed. The algorithm is designed for deepening system of development with concentration of mining works, linking specific mining-geological conditions and given technological restrictions of development system. The algorithm takes into account changes in the rate of deepening of the working zone of the open pit during different periods of deposit development. The algorithm singles out and allows to overcome the critical period of open pit operation. The use of the algorithm is shown on a conditional example, preparations for its implementation in GIS MINEFRAME are being made.

Keywords: open pit design, long-term planning, mining mode, intermediate positions of open pits, automated mining geometric analysis, operational overburden factor.

Постановка вопроса

Вопрос долгосрочного управления развитием карьерного пространства является по значимости вторым после определения границ карьера, а по сложности – первым.

Частично эта задача может быть решена за счет применения методов определения границ карьеров, которые получили свое математическое решение еще в 1960-х годах прошлого века в виде общепризнанного алгоритма Лерчса и Гроссмана [1] и его разновидностях [2]. При этом вопрос оптимизации направления углубки до сих

пор не имеет строгого решения и в настоящее время решается в компьютерных алгоритмах на основе приближенных эвристических методов [3–7].

В горно-геологической информационной системе (ГГИС) MINEFRAME с помощью сочетания алгоритма С. Д. Коробова [2] (усовершенствованного алгоритма Лерчса–Гроссмана) и расчетных методов разработан алгоритм, позволяющий оптимизировать направление углубки, в автоматизированном режиме получать систему промежуточных положений карьера и обосновывать минимально-приемлемый режим горных работ. Алгоритм учитывает изменение темпов углубки карьера и применим на наклонных и крутопадающих месторождениях твердых полезных ископаемых.

Теоретические основы управления развитием карьерного пространства, принципы обоснования рационального направления углубки, метод усреднения режима горных работ с использованием графика $V_{min} = f(P)$ заложил еще проф. А. И. Арсеньев [8]. Он же обосновал необходимость введения в Горную науку понятия «законы Горной науки» [9], одним из которых является соотношение работ по подвиганию рабочих бортов карьера и по углубке карьера. В развитие этих закономерностей был предложен способ расчета углубочной системы разработки рудных карьеров, обеспечивающий ритмичное восполнение подготовленных запасов при обработке карьера крутыми слоями [10].

Алгоритмы оптимизации границ карьеров [1, 2] при задании вариантов исходных данных позволяют построить «системы вложенных контуров», которые в первом приближении характеризуют направление углубки, близкое к оптимальному, и для относительно простых горно-геологических условий позволяют обосновать приемлемый режим горных работ. Данные «системы вложенных контуров» широко используются в западных программных пакетах в качестве основы для долгосрочного планирования. Однако, несмотря на прошедшее время, существенно продвинувшись в направлении более «строгого» определения направления углубки и обоснования минимально-достаточного режима горных работ никому так и не удалось.

В ГоИ КНЦ РАН (г. Апатиты Мурманской области) разработан такой алгоритм и осуществляется его программная реализация в качестве одного из технологических приложений ГГИС MINEFRAME [11], которая представляет из себя комплексную систему инженерного обеспечения открытых и подземных горных работ в режиме коллективного, контролируемого доступа к базам данных.

Актуальность проблемы

Следует отметить, в горной промышленности осуществляется как общее по методам с перерабатывающими предприятиями планирование материально-технического обеспечения производства, так и специфическое по методам планирование годового развития горных работ, необходимое для обеспечения требуемого выполнения производственного плана. Данные проработки относятся именно к планированию развития горных работ. При этом различают краткосрочное (годовое) планирование развития горных работ и долгосрочное планирование развития горных работ на длительную перспективу или даже до конца отработки в рамках принятого проекта разработки. Эти два уровня планирования существенно различаются по методам и решаемым задачам. При этом попытки осуществить анализ среднесрочных перспектив развития горных работ (на 3–5 лет) за счет использования методов годового планирования вариантным методом не являются методологически верными, так как не гарантируют возможности обеспечения бесперебойности добычи руды сразу же за пределами рассматриваемого периода.

Разрабатываемый алгоритм направлен на решение именно задачи долгосрочного планирования открытых горных работ до конца отработки, оптимизации направления углубки и уточнения минимально-достаточного режима горных работ. Вместе с тем в

последующем полученные промежуточные рабочие контура карьера позволяют задавать довольно четкие рамки для годового планирования развития горных работ и существенно упрощают краткосрочное планирование.

Задача создания гибкого, управляемого входными параметрами, но в то же самое время более «строгого» алгоритма обоснования режима горных работ, включающего в себя одновременно и оптимизацию направления углубки, является чрезвычайно сложной, актуальной задачей, которая может облегчить многим горнодобывающим предприятиям решение проблемы обеспечения устойчивости ведения добычных и вскрышных работ на рудных карьерах в рамках действующих проектов отработки месторождений полезных ископаемых до конца отработки. Принятые проектами режимы горных работ перестанут таить в себе угрозы неожиданных и резких провалов уровня добычи полезного ископаемого по фактору неудовлетворительного состояния рабочей зоны карьера, вызванного накопленным десятилетиями отставанием вскрышных работ относительно известного лишь приближенно уровня.

Сущность алгоритма

Использование алгоритма показано на условном реальном примере относительно простого рудного тела переменной горизонтальной мощности. Анализируются горно-геологические условия разработки и по принятой производительности по руде (4 млн т/год) оцениваются необходимые темпы углубки в различные периоды работы карьера (рис. 1, 2). Рабочая зона карьера делится на относительно пологую добычную зону и относительно крутую вскрышную зону. Осуществляется автоматическое построение оптимального направления углубки и базового режима горных работ для рабочей зоны карьера с углом наклона 20 градусов.

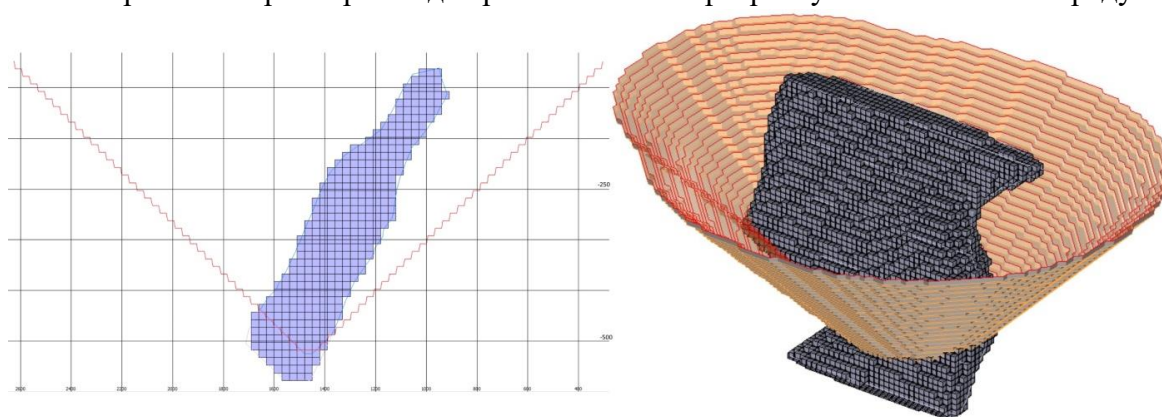


Рис. 1. Рудное тело и контур карьера на конец отработки

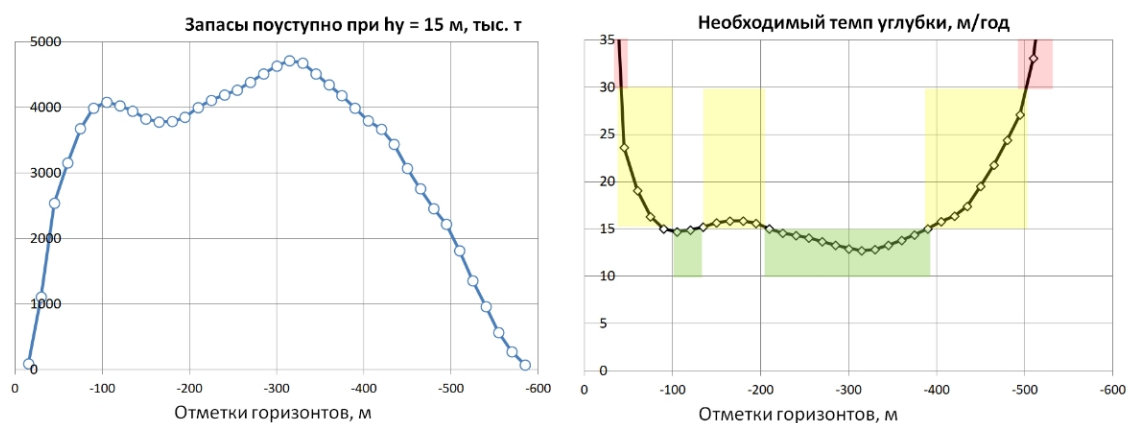


Рис. 2. Запасы поуступно и расчетные темпы углубки

В качестве предельного рассматривается темп углубки карьера в два уступа в год (30 м/год) и выделяются по высоте несколько зон:

- в первой идет наращивание производительности карьера при поддержании темпа углубки 30 м/год;
- далее (до глубины 100 м) происходит снижение темпа углубки до 15 м/год;
- затем (до глубины 390 м) обеспечивается относительно устойчивая углубка с темпом от 13 до 16 м/год;
- после (до глубины 500 м) темп углубки карьера нарастает до 30 м/год;
- наконец наступает период сокращения производительности карьера при поддержании темпа углубки на уровне 30 м/год.

В зависимости от исходных конструктивных и технологических параметров осуществляется расчет параметров углубочной системы разработки с концентрацией горных работ во вскрышной зоне карьера индивидуально для рабочих бортов карьера в висячем и лежащем боках залежи и в торцах карьера [10] (рис. 3). При этом обеспечивается цикличное восполнение подготовленных и готовых к выемке запасов при поддержании результирующих углов наклона вскрышной зоны карьера под углами от 25 до 40 градусов в зависимости от положения сектора работ относительно рудного тела и темпов углубки.

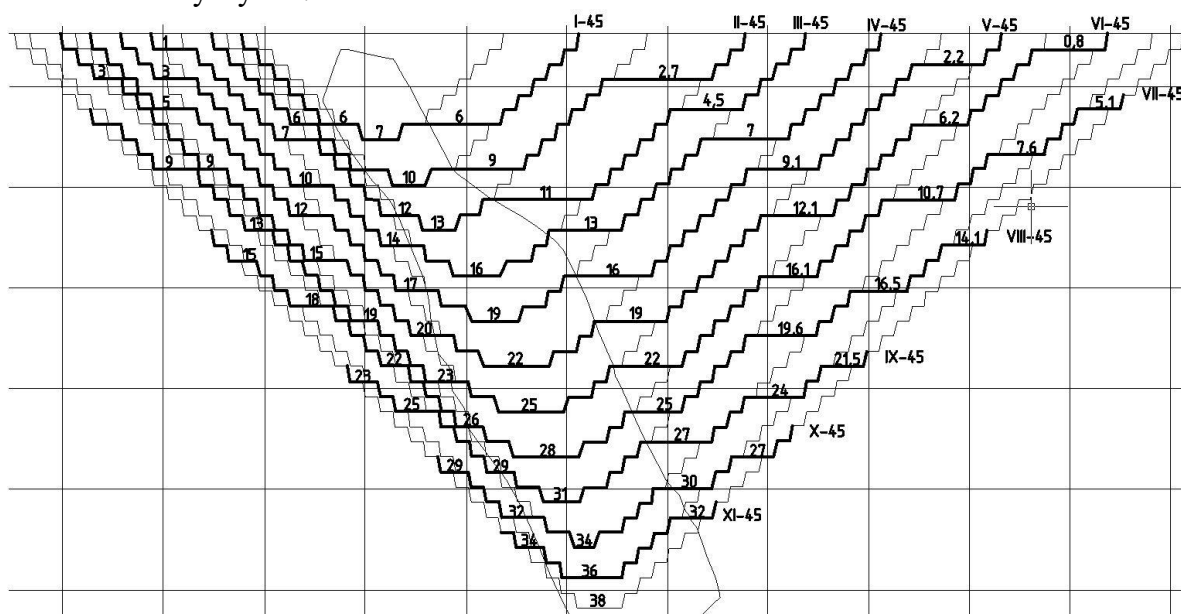


Рис. 3. Схема расчетных параметров системы разработки при темпе понижения вскрышных работ 45 м/год

Осуществляется построение технологически предельного для заданной системы разработки минимально-необходимого режима горных работ $V_{min}=f(P)$. Далее (в настоящее время вручную) отстраиваются промежуточные положения горных работ, которые включают минимально-необходимые объемы вскрыши (III-30, V-30, VI-45, VII-45 и VIII-45 для темпов понижения вскрышных работ 30 и 45 м/год). Затем определяется минимально-необходимый выравненный режим горных работ (рис. 4), рассчитываются необходимые «опережения вскрышных работ» и уточняются промежуточные положения (III-30+28, V-30+5, VI-45+14 с учетом «опережений вскрышных работ» 28, 5 и 14 млн. м³) (рис. 5).

Совмещение аналитического метода расчета параметров системы разработки, теории графов при горно-геометрическом анализе отстраивания этапных контуров и

эвристического метода построения промежуточных положений карьера позволяет уточнить необходимый режим горных работ и обеспечить высокие темпы понижения вскрышных работ при одновременной минимизации объемов транспортной работы. [11]

Эти контура являются ориентирами для долгосрочного развития горных работ и для годового планирования. Следует отметить, что кроме переменного (в зависимости от текущих запасов руды) темпа углубки карьера темп понижения вскрышных работ постепенно повышается, достигнув заданного предельного (45 м/год при высоте уступа 15 м) при достижении VII состояния (рис. 6), после чего поддерживается на данном уровне до конца отработки.

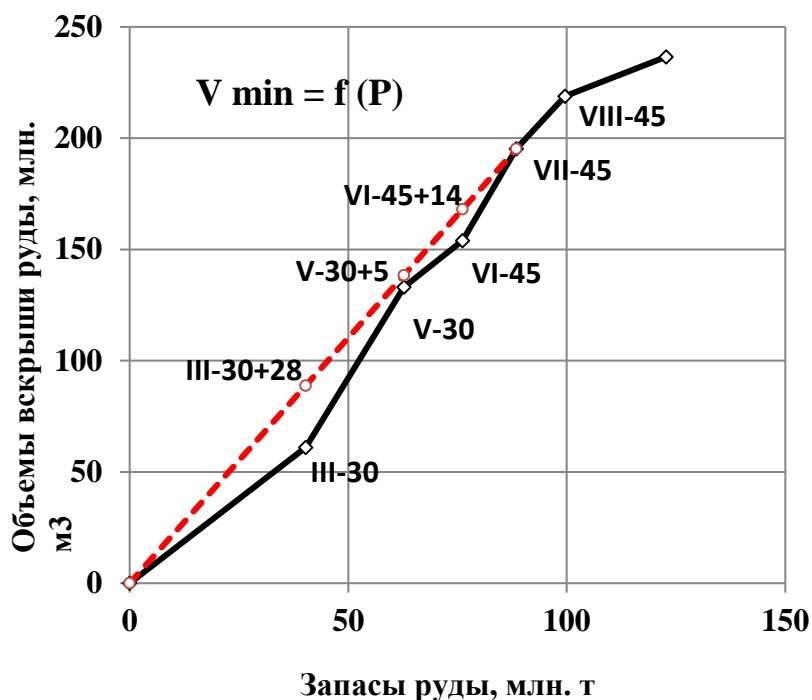


Рис. 4. Исследовательский (минимально-необходимый) и плановый (штриховой линией) интегральные графики режима горных работ

Следует отметить, что технологически предельным, по нашему мнению, следует признать темп понижения вскрышных работ в 4 уступа в год.

В результате формируется не просто несвязный набор рабочих положений карьера, а технологически выверенная, учитывающая конкретные горно-геологические условия «система промежуточных положений» с выделением критического периода, обеспечивающая заданный предельный темп понижения вскрышных работ.

Следует также подчеркнуть, что в результате формируется спиралевидная система активных площадок (в нашем примере – против часовой стрелки), по которой располагается вспомогательная система съездов. Транспортирование горной массы осуществляется первоначально по ней до магистральной системы автосъездов, которая развивается по часовой стрелке.

В настоящее время алгоритм реализован в ГГИС MINEFRAME в качестве полуавтоматического расчета.

Заключение

Таким образом, можно сказать, что автоматизация задачи горно-геометрического анализа при определении рационального направления углубки и

обосновании минимально-достаточного режима горных работ с учетом реальных сложных горно-геологических условий приблизилась к ее программному воплощению. Его компьютерная реализация создаст условия для нормализации рабочих зон карьеров. Сопоставление полученного минимально-необходимого режима горных работ с фактическим обеспечит основу для заблаговременного принятия необходимых технологических решений по уточнению режима горных работ, если состояние горных работ на карьере будет того требовать.

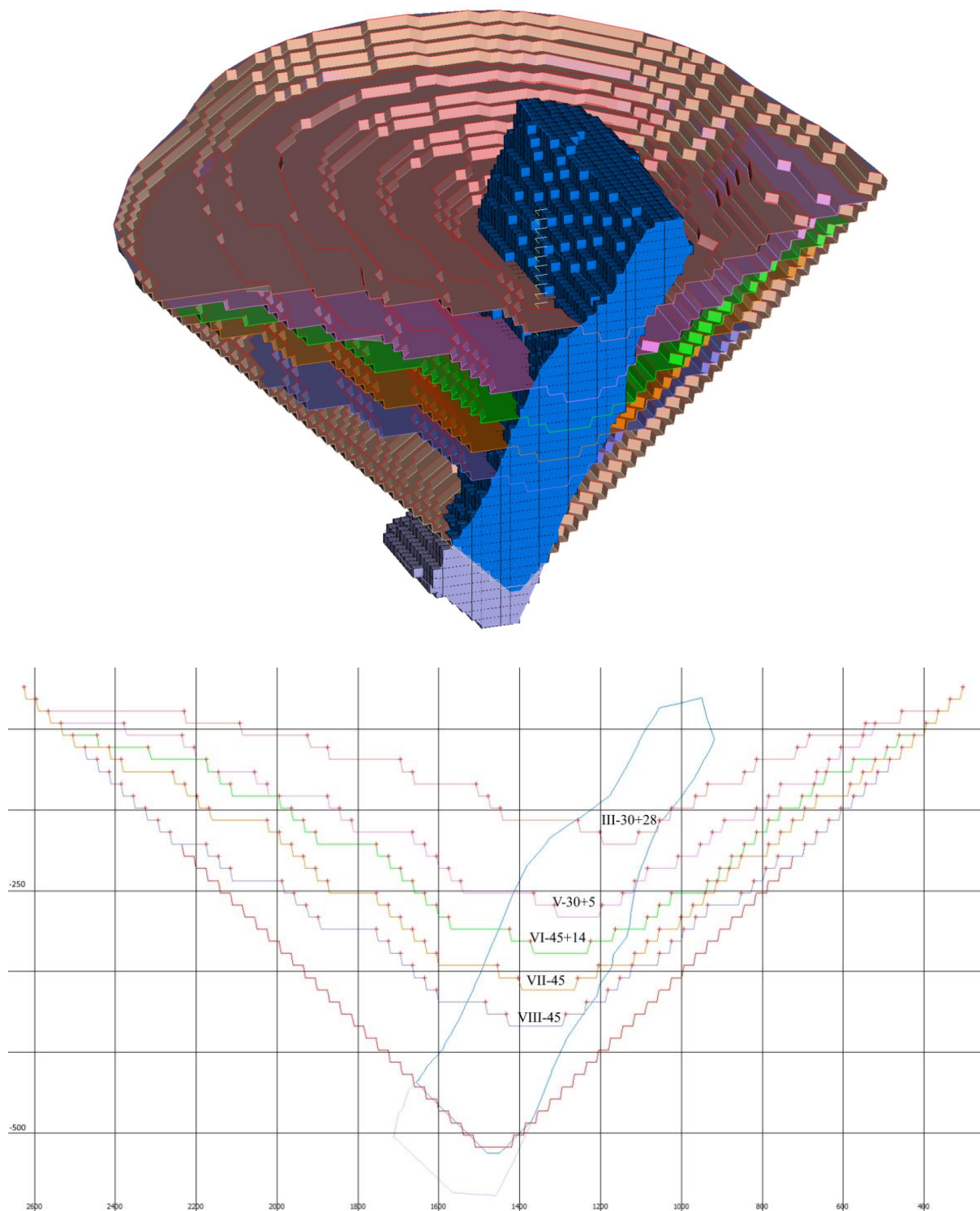


Рис. 5. Изометрия и поперечный разрез моделей промежуточных положений карьера

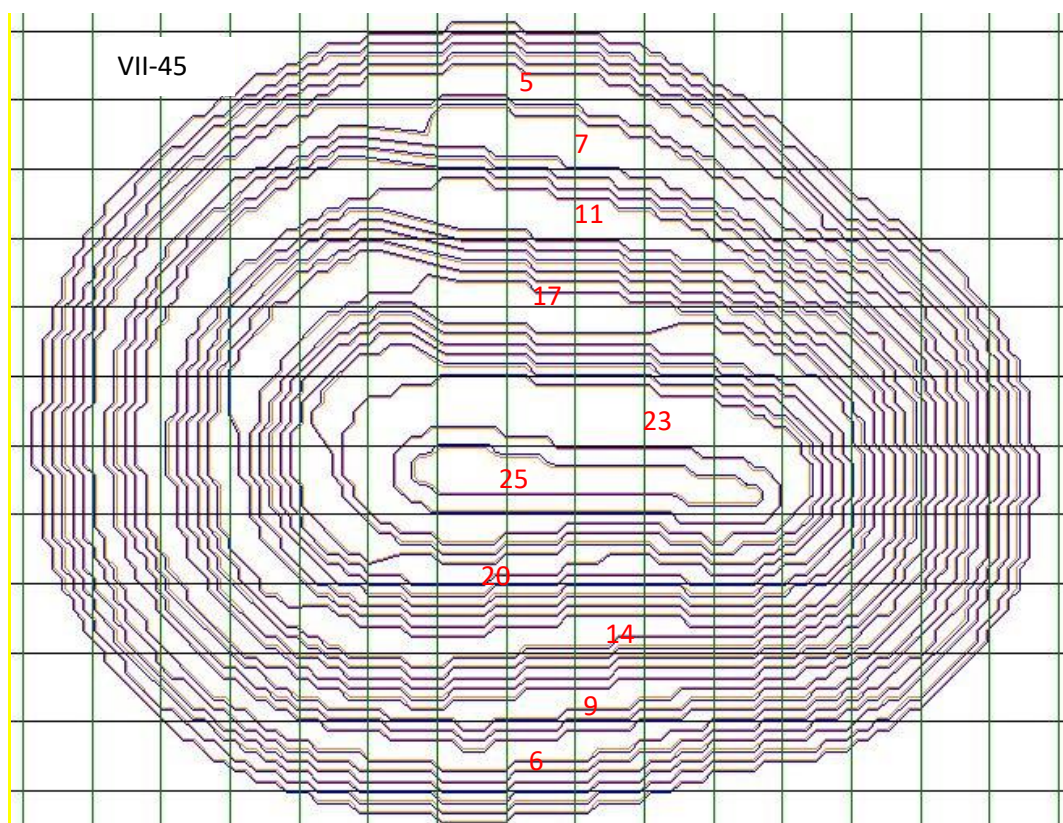


Рис. 6. Вид сверху на критическое положение карьера (VII-45)

ЛИТЕРАТУРА

1. Lerchs H., Grossman I. F., Optimum Design of Open Pit Mines // The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin. 1965. Vol. 58. January. P. 47–54.
2. Наговицын О. В., Билин А. Л., Смагин А. В. Оптимизация границ карьеров на основе алгоритма проф. С. Д. Коробова // ГИАБ. 2002. № 7. С. 244–246.
3. Ota R., Martinez L. SimSched Direct Block Scheduler: A new practical algorithm for the open pitmine production scheduling problem. Application of computers and operations research in the mineral industry (APCOM-2017). 2017. P. 1.1–1.8.
4. Jélvez E., Morales N. MIP-based procedure to pushback selection. Application of computers and operations research in the mineral industry (APCOM-2017). 2017. P. 7.1–7.8.
5. Smith M., Nogueira L. A Comparison of DBS and Nested Pit Stage Design as a Basis for Strategic Planning. Application of computers and operations research in the mineral industry (APCOM-2017). 2017. P. 7.9–7.16.
6. Rimélél A., Gamache M., Dimitrakopoulos R. Open Pit Stochastic Optimization with In-Pit Tailings Storage. Application of computers and operations research in the mineral industry (APCOM-2017). 2017. P. 9.17–9.25.
7. Newman A. M., Rubio E., Caro R., Weintraub A., Eurek K. A Review of Operations Research in Mine Planning // Interfaces (Providence). Jun. 2010. Vol. 40. No. 3. P. 222–245.
8. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров. Изд. 2-е, перераб. и доп. М.: Недра, 1970. 320 с.

9. Арсентьев А. И. Законы формирования рабочей зоны карьера: учеб. пособие. Л.: ЛГИ, 1986. 54 с.

10. Билин А. Л. Способ отработки глубоких карьеров: пат. Рос. Федерация; 1799419 АЗ, приоритет от 9.10.89, код МСИ E21 C41/26; положительное решение 28.02.93, Бюл. № 8.

11. Наговицын О. В., Лукичёв С. В. Горно-геологические информационные системы – история развития и современное состояние. Апатиты: Изд-во Кольского научного центра РАН, 2016. 196 с.

ПРИМЕНЕНИЕ СОВРЕМЕННОГО ПРОГРАММНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ И ПЛАНИРОВАНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

РУССКИХ И. Л., СИДОРУК М. Р., ШЕВЛЯКОВ Е. В.

Научно-исследовательский и проектный институт АО «Уралмеханобр»

Аннотация. Произведено 3D-моделирование рудника, а именно созданы каркасы очистных пространств в Deswik.StopeOptimizer на основе блочной модели, оси подготовительных, нарезных и капитальных выработок в Deswik.CAD, камеры и оси интегрированы в Deswik.Sched, созданы зависимости между задачами в Deswik.InteractiveScheduler, составлены долгосрочные и краткосрочные календари ведения горных работ.

Ключевые слова: программное обеспечение, 3D-моделирование, планирование горных работ, календарный план.

THE USE OF MODERN SOFTWARE IN THE DESIGN AND PLANNING OF UNDERGROUND MINING OPERATIONS

RUSSKIN I. L., SIDORUK M. R., SHEVLYAKOV E. V.

Research and Design Institute JSC “Uralmexhanobr”

Abstract. A 3D modeling of the existing mine, namely, the solids of the stopes were created in Deswik.StopeOptimizer based on the geological block model, the axes of main workings were created in Deswik.CAD, stopes and axes were integrated in Deswik.Sched, dependencies between tasks were created in Deswik.InteractiveScheduler, long-term and short-term mining calendars were compiled.

Keywords: software, 3D-modeling, mine planning, mine scheduling.

В настоящее время индустрия программного обеспечения для проектирования и планирования подземных горных работ успешно развивается и совершенствуется, что расширяет возможности горных инженеров, предоставляя большой инструментарий и ресурсы, необходимые для построения детальных 3D-моделей горнопромышленных предприятий, разработки точных планов добычи полезных ископаемых, проработки различных сценариев ведения горных работ, гарантирующих выполнимость горного плана и подтверждающих правильность принятых технологических решений.

В данной статье будет описан опыт использования программного обеспечения Deswik при проектировании и планировании подземных горных работ для отработки запасов существующего месторождения.

В рамках данной работы были отстроены подготовительно-нарезные выработки, необходимые для добычи руды по проекту с их привязкой к контурам технологических единиц и существующим капитальным и подготовительным выработкам. Общий вид 3D-модели представлен на рис. 1. Затем было создано более 13000 связей, учитывающих очередность проходки, добычи и закладки выработанного пространства камер с учётом принятого порядка отработки.

Планирование очистных работ в программном комплексе Deswik на первом этапе заключается в построении каркасов очистных пространств в программном модуле Deswik.SO по условию максимально полной выемки запасов руды на месторождении в границах проекта с учётом параметров и конструкции систем

разработки (форма и размеры устойчивого выработанного пространства). На основе исходной ресурсной блочной модели месторождения было произведено автоматическое построение каркасов, в качестве исходных данных использованы параметры выбранных вариантов систем разработки, геометрия технологических единиц, ориентация и направление очистных пространств, содержание полезных компонентов в блочной модели и т. д. Примеры каркасов камер представлены на рисунках (рис. 2, 3).

Затем был сформирован цикл работ по очистной выемке, включающий в себя следующие операции: бурение веерных скважин, крепление кровли камеры, зарядание взрывчатого вещества, взрывание и проветривание, отгрузка рудной массы, подготовка камеры к закладочным работам, закладка выработанного пространства, набор прочности закладочного массива. Каждый процесс представляет собой производную задачу, которая имеет конкретную продолжительность или производительность.

На втором этапе производилось построение связей в модуле Deswik.IS в соответствии с технологией ведения очистных работ (очередность выемки запасов по камерам). Пример построенных связей (обозначены синими стрелками на рисунках) между каркасами камер представлен на рис. 4.

Планирование подготовительно-нарезных работ. Модуль Deswik.CAD, современная графическая среда, предназначенная для 3D проектирования и редактирования подземных горных выработок, а также для обработки больших наборов данных. Создание и нарезка каркасов и выполнение логических операций с ними. С помощью данного модуля было произведено построение подземных выработок различного назначения, что позволило оперативно вести подсчет объема проходки по руде и породе.

Планирование подготовительно-нарезных работ в ПК Deswik на первом этапе заключается в построении осевых линий подготовительно-нарезных выработок (ПНВ), на втором этапе осуществляется построение каркасов по осям ПНВ с соответствующими сечениями, а также формирование проходческого цикла – оборка заколов, подготовительные работы, бурение шпуров, зарядание ВВ, взрывание, проветривание, отгрузка горной массы, крепление очистного пространства, межсменный перерыв.

Затем производится построение связей в модуле Deswik.IS. С помощью интерактивного планировщика Deswik.IS было выполнено интегрирование каркасов из трехмерной среды Deswik.CAD в табличную среду Deswik.Sched с планированием и диаграммами Ганта.

Производится построение связей между ПНВ в последовательности, соответствующей принятому порядку проходки данных ПНВ, примеры выполнения данных этапов построения представлены на рисунках (рис 5, 6). Построение выработок производилось с максимальным использованием существующих выработок на руднике.

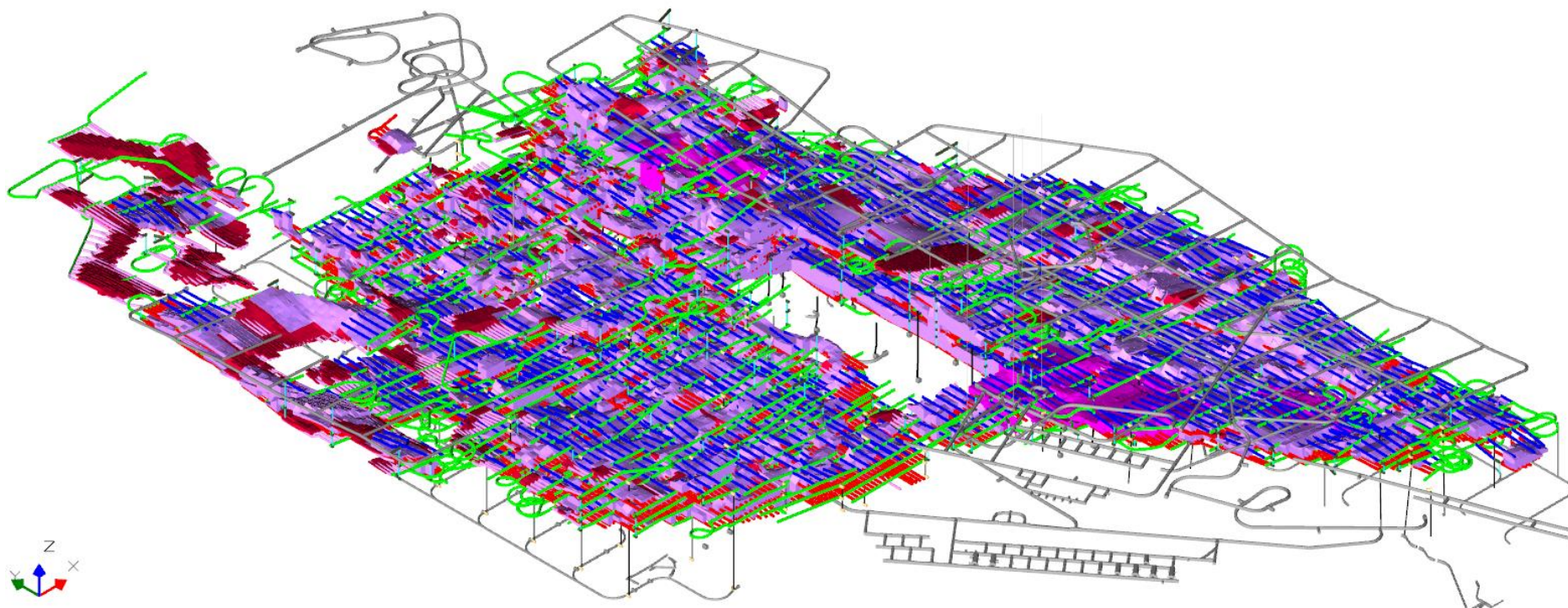


Рис. 1. 3D-модель проекта

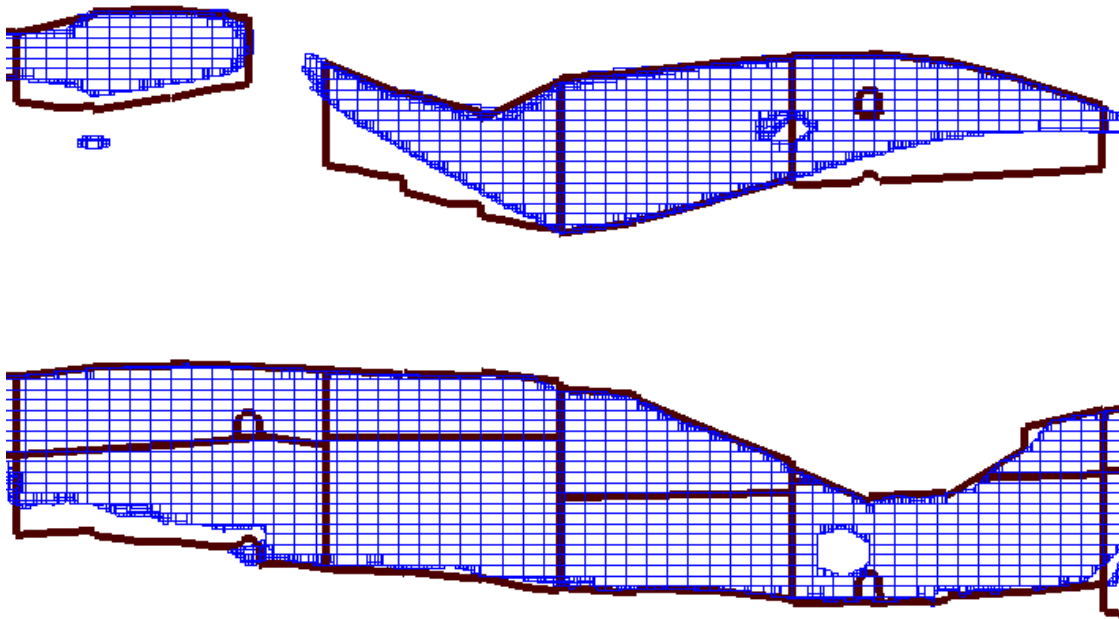


Рис. 2. Продольный разрез построенных каркасов очистных камер: контуры каркасов – черные линии, блочная модель – синие блоки

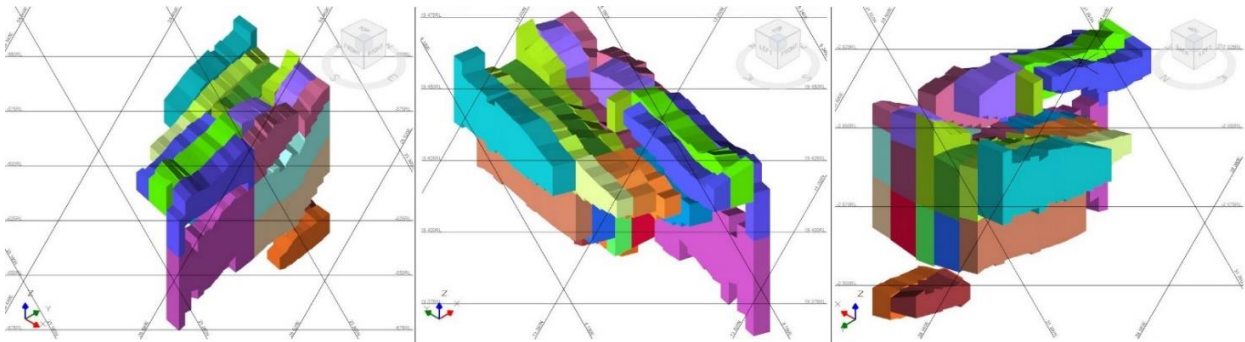


Рис. 3. Пример построенных каркасов очистных камер в аксонометрии

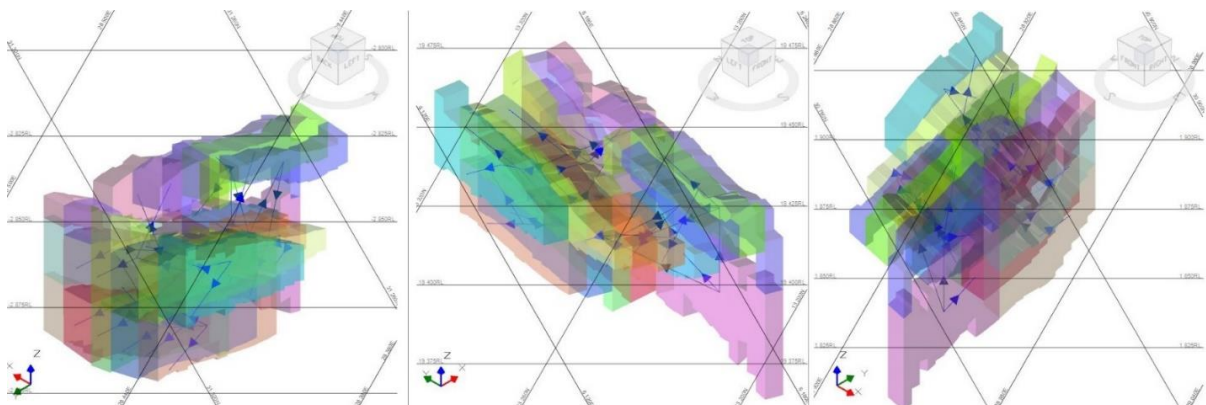


Рис. 4. Пример построенных связей между камерами (аксонометрия)

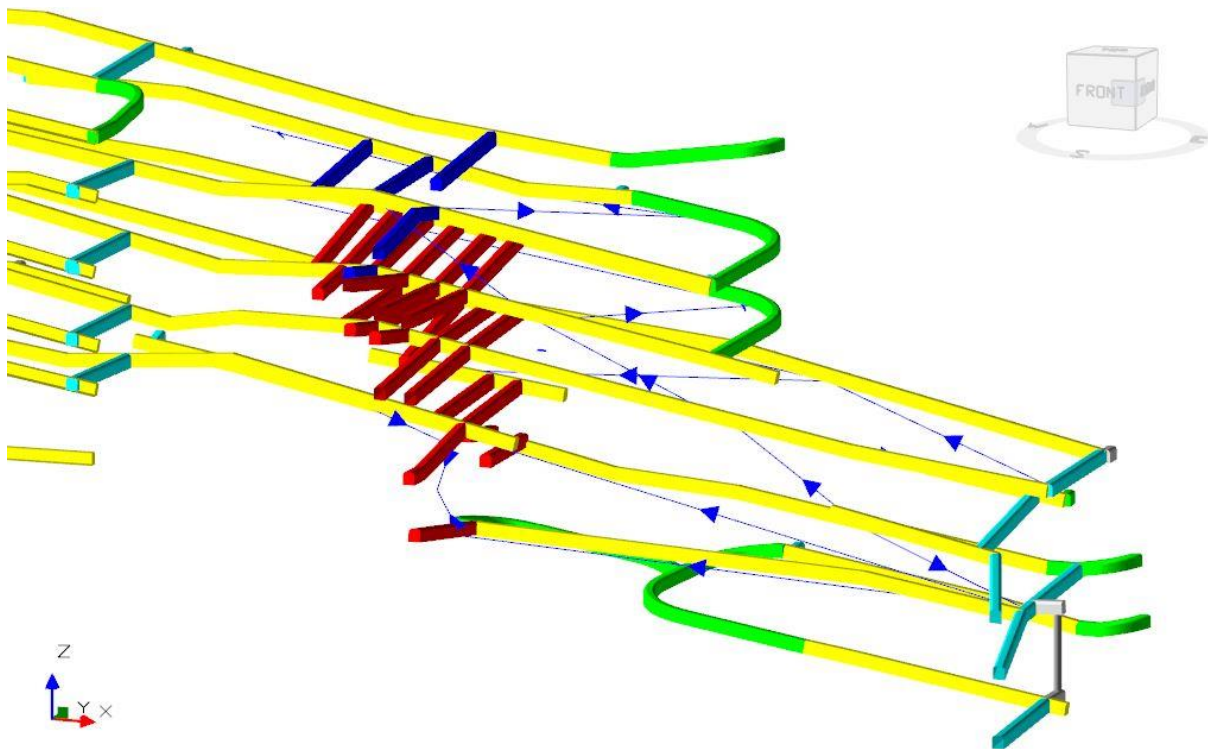


Рис. 5. Построенные каркасы подготовительно-нарезных выработок

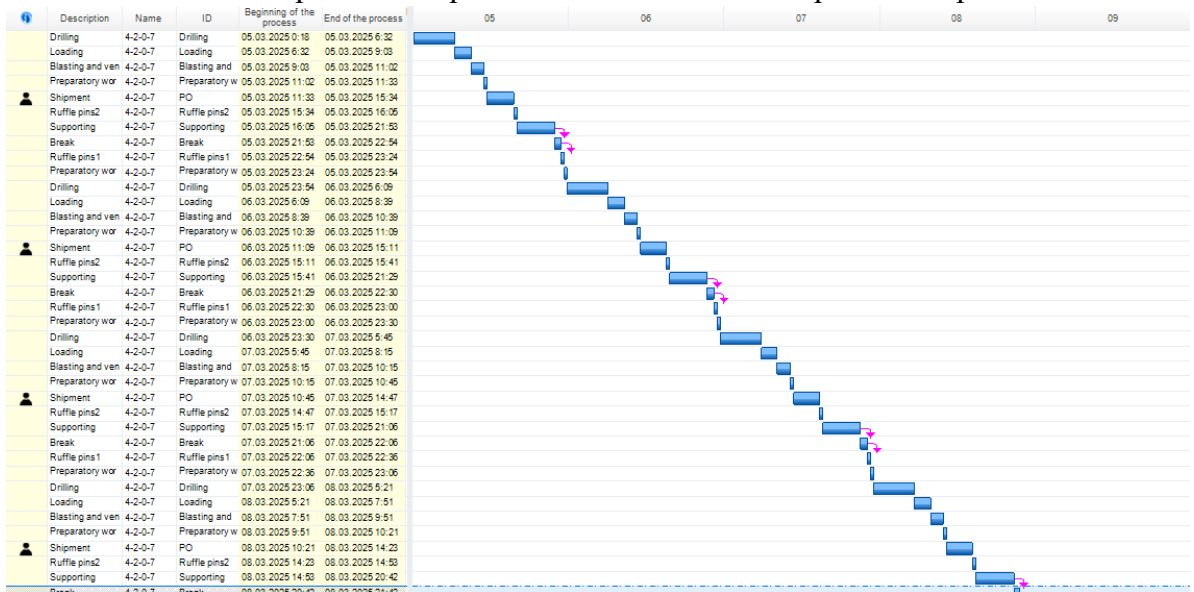


Рис. 6. Фрагмент циклограммы проходки

Планирование закладочных работ в ПК Deswik заключается в построении осевых линий вентиляционно-закладочных выработок (ВЗВ), затем осуществляется построение каркасов по осям ВЗВ с соответствующими сечениями, на последнем этапе производится построение связей между ВЗВ, в последовательности, соответствующей принятому порядку проходки ПНВ и ведению очистных работ.

После завершения построения связей последовательности проходки выработок осуществляется их связь с очистными работами.

В модуле Deswik.Sched (планировщик) были созданы планы на основе всех задач, что позволило работать с огромными массивами данных, необходимыми для

современных процессов планирования. Программа интегрирует производственные, вспомогательные и управленческие задачи. Платформа позволяет планировать загрузку ресурсов (количество задействованного технологического оборудования), задавая приоритеты и ограничения, отражающие реальные условия горных работ.

Составление календарного плана добычи в ПК Deswik производится на основе диаграмм Ганта. Примеры показаны на рисунках (рис 7, 8).

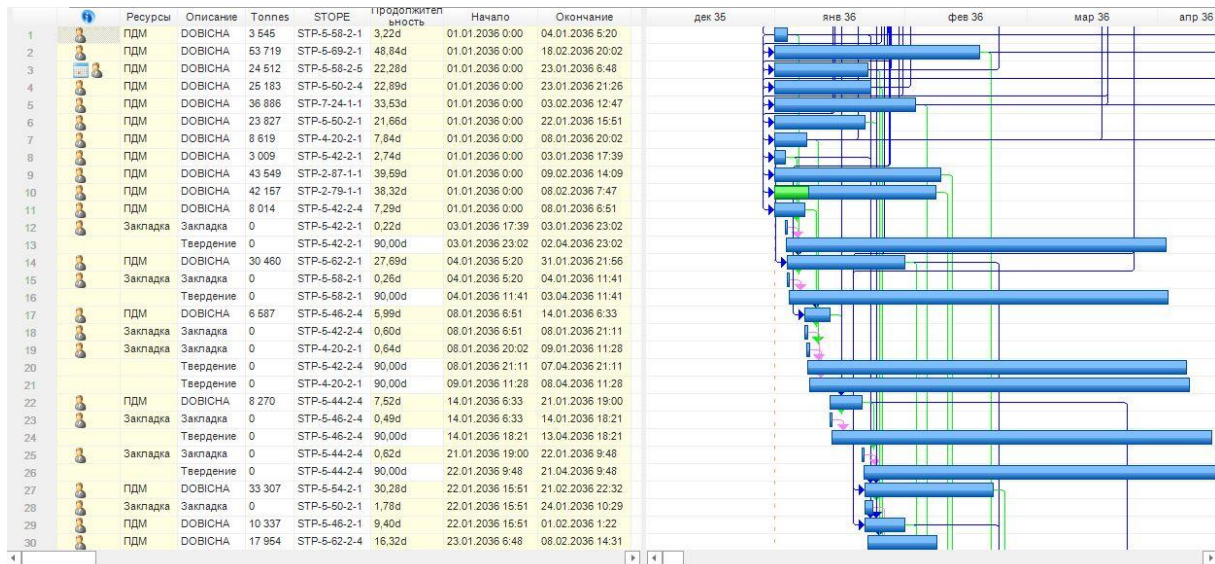


Рис. 7. Пример диаграммы Ганта в ПК Deswik

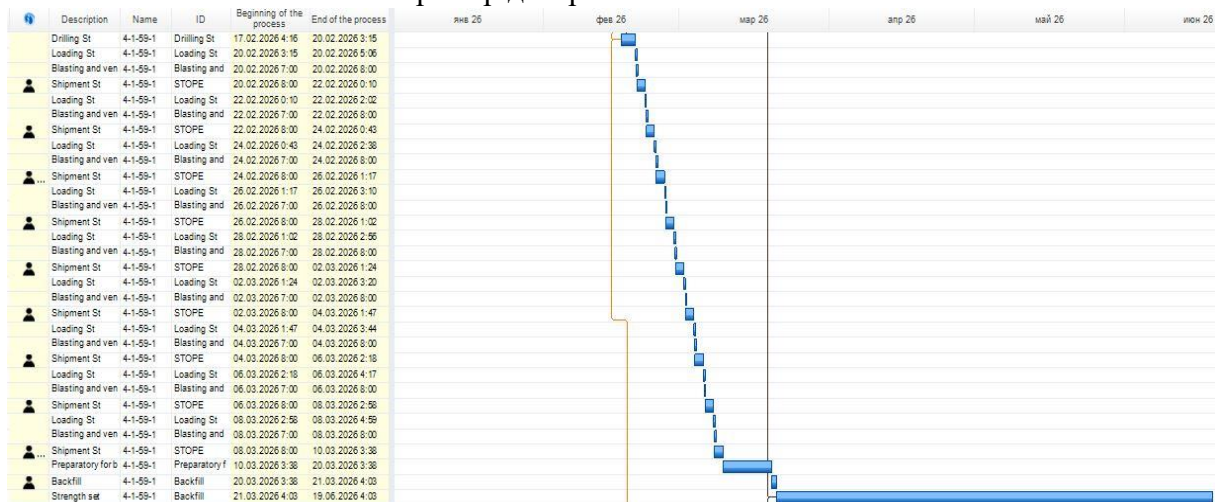


Рис. 8. Диаграмма отработки камеры 4-1-59-1

По данным построения 3D-модели были подсчитаны объёмы подготовительных и нарезных работ. Составлен календарный план.

Вывод. Применение современного программного обеспечения, в частности программного комплекса Deswik, предоставляет наглядную визуализацию календарного плана с динамическим двусторонним обновлением информации, что в свою очередь позволяет интерактивно вносить любые изменения, оперативно производить анализ и отслеживать динамику изменения тех или иных показателей, а также разрабатывать детализированные календарные графики работ для подготовки планов и отчетов – от краткосрочных до всего срока отработки месторождения.

АКТУАЛЬНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ В РАЗВИТИИ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

ГОЛОДКОВ Ю. Э., ЛАЗАРЕВ М. С.

Иркутский национальный исследовательский технический университет

Аннотация. Рассмотрены современные решения задач управления производственными процессами горных предприятий при помощи SCADA-систем, изучена проблема распределения функций между человеком и автоматикой.

Ключевые слова: автоматизированные системы управления, системы диспетчерского управления и сбора данных, интеллектуальные системы управления.

CURRENT DIRECTIONS IN THE DEVELOPMENT OF AUTOMATED CONTROL SYSTEMS OF MINING ENTERPRISES

GOLODKOV YU. E., LAZAREV M. S.

Irkutsk National Research Technical University

Abstract. Modern solutions to the problems of managing the production processes of mining enterprises with the help of SCADA systems are considered, the problem of distribution of functions between a person and automation is studied.

Keywords: automated control systems, supervisory control and data acquisition systems, intelligent control systems.

В настоящее время предприятия горнодобывающей отрасли нуждаются в эффективных инструментах обеспечения конкурентоспособности в мировой экономике [1]. Технология добычи и переработки полезных ископаемых относится к непрерывным процессам, поэтому проектные решения должны иметь возможность полной и объективной оценки внутреннего и внешнего окружения предприятия. Одним из эффективных методов решения такой задачи является создание автоматизированных систем управления технологическими процессами. Развитие автоматизированных систем управления неразрывно связано с постоянно растущими требованиями к качеству регулирования технологических процессов и технических средств автоматизации, совершенствование которых позволяет реализовать новые более сложные алгоритмы контроля и управления [2].

Используя комплексный подход для построения систем автоматического управления горным производством, можно обеспечить синтез важных составляющих:

- создание диспетчерского контроля и управления основными и вспомогательными технологическими процессами, и оборудованием предприятия;
- создание системы оптимизации использования производственных ресурсов на предприятии;
- разработка системы планирования потребления и экономии энергетических ресурсов
- формирование в он-лайн режиме базы данных основных производственных и организационно-технических показателей предприятия и анализ его эффективности;
- внедрение оптимальных технических средств автоматизации.

Разработка автоматизированных систем управления технологическим процессом включает в себя задачи технического характера от выбора аппаратуры до ее компоновки. Однако актуальной задачей является определение функционала системы и взаимодействия этой системы с человеком. В таком случае, система представляется объектом управления (его моделью), средствами человеко-машинного интерфейса (HMI), в частности, системами диспетчерского управления и сбора данных (SCADA) и алгоритмами управления контроллеров. SCADA-системы сейчас занимают значительное положение в инфраструктуре производственных предприятий и используются на важных объектах горной промышленности.

В настоящей работе освещены современные решения задач управления производственными процессами горных предприятий при помощи SCADA-систем, а также проанализированы перспективы применения данных систем вместе с их интеграцией с интеллектуальными системами для решения задач управления производственными процессами в режиме реального времени.

Развитие автоматизированных систем управления на данный момент идет по пути улучшения алгоритмов управления, интеллектуального пространства и области вычислений. В итоге современные программно-технические комплексы систем управления реализуют две функции. Во-первых, при помощи программного пакета проектируется система управления, когда создается мнемосхема технологического процесса, отображение контуров контроля и регулирования, создание базы данных, конфигурация трендов, отображаемых на экране оператора. Во-вторых, к спроектированной системе подключается оборудованный необходимыми средствами автоматизации технологический объект, благодаря чему возможно выполнить функцию управления технологическим процессом. Системы, построенные по данному принципу, относятся к интегрированным системам проектирования и управления. Следует отметить, что независимо от реализуемой функции проблемы, возникающие при создании и внедрении АСУ ТП, остаются практически одинаковыми. К таким проблемам относятся:

- необходимость реорганизации или полное изменение организации объекта, например, в отделе, подлежащему автоматизации, необходимо проанализировать и реорганизовать его структуру для внедрения системы;
- повышение нагрузки на сотрудников во время внедрения АСУ, связанной с освоением новых технологий, консерватизмом;
- безопасность внедрения и безопасность системы, для чего требуется изучение данных, которые могут повлечь за собой выход или сбой из строя системы автоматизации;
- постоянный контроль над системой в связи с появлением большого количества узлов и агрегатов автоматизированной системы управления, за которой требуется постоянный контроль для стабильной и правильной работы, что требует расширение должностных обязанностей исполнителей.

Рассматривая тенденции исторического развития АСУ ТП можно прийти к выводу, что с момента зарождения автоматизированных систем управления, структурная концепция таких систем кардинально не менялась, а лишь достраивалась в направлении интеграции более новых технологий вычислительной техники и производственных нужд. Следует отметить, что проблемы, возникающие при внедрении АСУ ТП, в основном, касаются организационной сферы.

Из вышеприведенных проблем, возникающих при внедрении систем автоматизированного управления, следует более подробно рассмотреть проблему постоянного контроля над системой с позиции взаимосвязи и функционирования человеко-машинного интерфейса [3]. Авторы обращают внимание на проблему

распределения функций между человеком и автоматикой. Постановка задачи автоматизации труда стимулирует отдачу предпочтения функций управления техническим системам. Раньше, это сдерживалось слабыми вычислительными ресурсами, высокой стоимостью таких систем и отсутствием адекватных моделей сложных систем и средств их распознавания. Современная АСУ ТП способна собирать и обрабатывать огромные массивы данных, позволяя переложить часть функций контроля оператора машине. Однако это приводит к уменьшению вовлеченности оператора в управление системой и оказывает негативное влияние в ситуации принятия быстрого и сложного решения. Это говорит о тенденции организации совместной деятельности человека и машины, в качестве взаимного усиления их возможностей.

Стоит отметить и проблему поддержки когнитивной деятельности, когда объем знаний и факторов, необходимых для учета слишком велик, что ставит проблему поддержки интеллектуальной деятельности оператора. В качестве поддержки используются компьютерная имитация рассуждений человека и выдача ему возможного решения или активизация и ускорение мышления за счет перевода части когнитивной деятельности на уровень восприятия (создания визуальных образов, отображающих некоторые операции).

Также возникает проблема больших объемов данных, при которой вся информация просто переполняет возможности оператора, в результате чего, в критической ситуации оператор затрудняется из-за «зашумления» информации принять верное решение. Это приводит к тому, что рабочее место оператора превращается в несколько мониторов, где оператор видит лишь малую часть информации, уместяющуюся на нескольких видеокадрах, что порождает и проблему навигации. Большой объем информации порождает проблему управления вниманием оператора, не давая ему сконцентрироваться на наиболее важных фактах и процессах. На данный момент наиболее релевантным решением управления вниманием является сигнализация.

Важно отметить, что присутствие оператора является необходимым, однако и большим недостатком для систем автоматического управления. Исходя из этого, возникает вопрос об интеллектуализации SCADA-систем. Стратегия интеллектуализации таких систем предполагает реализацию интеллектуальной информационной поддержки человека оператора путем реализации нечетких лингвистических баз данных вместе с подсистемами нечеткого вывода, где информация для принятия решений выводится оператору. Для реализации такого подхода применяют следующие модели [4, 5]:

- логико-лингвистическая модель ситуации;
- нечеткая продукционная модель диагностирования;
- нечеткая продукционная модель прогнозирования аномальных ситуаций и действий диспетчера;
- когнитивно-графическая модель поддержки образного представления ситуации;
- вопросно-ответная диалоговая модель;
- модель поиска управляющих действий.

В таких системах предполагается использовать функционал поддержки оператора, который в различных задачах, опираясь на накопленную базу данных, способен вести оператора к наиболее адекватному решению, диагностируя и прогнозируя аномальные ситуации, выводя управляющие рекомендации.

Таким образом, функции интеллектуальных систем управления помимо традиционных позволяют говорить о ситуационном анализе состояний объектов

контроля и управления, логическом анализе событий и аномальной ситуации, а также диагностике состояния оборудования, прогнозировании поведения процесса во времени и оперативном поиске действия персонала в случае возникновения аварийной или внештатной ситуации. С начала развития систем управления на предприятиях горной промышленности, наибольшая роль в таких системах всегда отводилась оператору, так как именно он принимает решения о дальнейшем поведении системы, исходя из имеющихся у него на данный момент сведений. Однако присутствие человеческого фактора является большим недостатком таких систем и направление в интеллектуализации систем управления, и передача большей роли машинам вследствие развития вычислительных систем является более предпочтительным.

ЛИТЕРАТУРА

1. Горное производство. Автоматизация производственных процессов на обогатительных фабриках. URL: <https://docplayer.com/56253351-Gornoe-proizvodstvo-avtomatizaciya-proizvodstvennyh-processov-na-obogatitelnyh-fabrikah.html> (дата обращения: 19.02.2022).
2. Сердцева А. В.. Развитие автоматизированных систем управления технологическими процессами // Вестник УлГТУ. 2016. № 3 (75). С. 58–61.
3. Анохин А. Н. Проблемы организации человеко-машинного интерфейса АСУ ТП АЭС // Доклады БГУИР. 2015. № 2 (88). С. 104–108.
4. Lange T. Intelligent SCADA Systems // Engineer IT. Automation and Technical. Control April 2007. P. 26–30.
5. Башлыков А. А., Жаров И. В., Шумилин В. Ю., Сапожников С. И., Якманова О. Б. Спринт-РВ – интеллектуальная SCADA-система // Приборы. 2006. № 12 (78). С. 27–39.

УДК 72.01

ОСНОВНЫЕ ИДЕИ ПРОЕКТИВНОЙ ПЛОСКОСТИ

БАБИЧ В. Н.¹, СИРАЗУТДИНОВА Н. Б.², ШАНГИНА Е. И.²

¹Уральский государственный архитектурно-художественный университет

²Уральский государственный горный университет

Аннотация. Проективная геометрия сыграла важную роль в развитии взглядов на сущность геометрии, в результате чего была создана проективная точка зрения на элементарную/евклидову и аффинную геометрию; в непосредственной связи с этим была установлена ведущая роль понятия группы преобразований при создании геометрических понятий. Проективное пространство отождествляется с евклидовым пространством, дополненным несобственными элементами. Две несобственные прямые пересекаются в одной несобственной точке, а две различные несобственные точки принадлежат одной несобственной прямой. Все несобственные прямые и точки пространства образуют несобственную плоскость пространства.

Ключевые слова: проективная геометрия, построение трехмерного пространства, теорема Дезарга, переход к четырем измерениям, степени свободы/ размерности, переход к N измерениям, независимые точки, степени свободы линейных пространств, степени инцидентности, двойственность.

BASIC IDEAS OF THE PROJECTIVE PLANE

BABICH V. N.¹, SIRAZUTDINOVA N. B.², SHANGINA E. I.²

¹Ural State University of Architecture and Art

²Ural State Mining University

Abstract. Projective geometry played an important role in the development of views on the essence of geometry, as a result of which a projective point of view on elementary/Euclidean and affine geometry was created; in direct connection with this, the leading role of the concept of transformation groups in the creation of geometric concepts was established. A projective space is identified with a Euclidean space supplemented with non-proper elements. Two nonconforming lines intersect at one nonconforming point, and two different nonconforming points belong to one nonconforming line. All improper lines and points of space form an improper plane of space.

Keywords: projective geometry, construction of three-dimensional space, Desargues' theorem, transition to four dimensions, degrees of freedom/dimensionality, transition to N dimensions, independent points, degrees of freedom of linear spaces, degrees of incidence, duality.

Евклидово пространство, дополненное несобственными элементами, приобретает новые, необычные свойства. Расширенная прямая дополненная несобственной точкой становится замкнутой, так как непрерывно двигаясь по ней из точки в одном направлении, мы возвращаемся в эту точку. Расширенная плоскость в отличие от евклидовой/обычной, имеющей две стороны (верх и низ), становится односторонней поверхностью как лист Мебиуса.

Такое расширенное пространство называют проективным пространством при условии, что собственные и несобственные элементы равноправны. В проективной

геометрии нет понятия «плоскости параллельны»; две плоскости здесь всегда пересекаются по прямой, плоскость и прямая в точке, две прямые либо пересекаются/компланарны, либо не лежат в одной плоскости, то есть скрещиваются.

Прямая, которой принадлежат точки прямолинейного ряда и плоскости пучка плоскостей, являются носителем этого ряда и пучка. В качестве носителя пучка прямых выступают точка и плоскость, которым принадлежат прямые пучка. Носитель связи прямых и плоскостей – вершина связи, то есть точка, через которую проходят все прямые и плоскости связи. Носитель плоского поля и прямых – плоскость, которой принадлежат эти точки и прямые. Пространство – носитель многообразия всех точек, прямых и плоскостей. [1]

Построение трехмерного пространства. Для получения всех элементов (точек, прямых и т. д.) пространства с помощью аксиомы существования и других аксиом. Начиная с двух точек A, B , мы определяем прямую AB и полагаем, что все точки на ней определены. Выбором третьей точки C не принадлежащей прямой AB , определена плоскость ABC . В этой плоскости определены:

- три точки A, B, C , не лежащие на одной прямой;
- три прямые BC, BA, AC и все их точки;
- все прямые определяемые двумя точками, взятыми по одной на каждой из этих прямых.

Каждая точка такой плоскости определена пересечением двух прямых, которые уже были определены, например, если P – какая-то точка плоскости, то прямая PL пересекает BC в точке L , а PB пересекает CL в точке M , следовательно, есть две точки L на BC и M на CL , такие, что LA и MB определяют точку P .

Далее мы берем точку D , не лежащую в плоскости ABC и определяем плоскости, прямые и точки следующим образом: во-первых, плоскости DBC, DCA, DAB , также все прямые и точки в этих плоскостях; далее прямые, определяемые соединением точки D с точками ABC , и все точки этих прямых, и все прямые плоскости, определяемые любыми двумя или любыми тремя из этих точек. Если теперь P какая-либо точка, то мы не можем быть уверены, что она является одной из только что определенных точек, если прямая DP не пересекает плоскость ABC . Поэтому мы могли бы принять как аксиому, что «каждая прямая пересекает каждую плоскость в точке», что справедливо для проективной геометрии трех измерений; но достаточно принять более слабую аксиому, которая также справедлива в Евклидовой геометрии, а именно Гильбертову аксиому:

Если две плоскости имеют общую точку A , то они имеют вторую общую точку B . Тогда, если P какая-либо точка, то плоскости PAD и ABC , имеющие общую точку A , имеют и другую общую точку, скажем Q и прямые AQ и DP , лежащие в одной плоскости, определяют точку R , лежащую на прямой DP , а также в плоскости ABC . Следовательно, DP пересекает плоскость ABC и значит этот процесс позволяет получить все точки.

Если ℓ – какая-либо прямая определяемая двумя точками QP , то плоскости PQD и ABD , имеющие общую точку D , пересекаются по прямой, встречающей PQ в точке N и AB в точке E ; тогда PQ, CE лежат в одной плоскости и потому пересекаются в точке Z . Значит, каждая прямая пересекает плоскость ABC .

Теорема Дезарга. Если три прямые, соединяющие соответствующие вершины двух треугольников, проходят через одну точку, то три точки пересечения соответствующих сторон этих треугольников лежат на одной прямой.

Если какая-нибудь плоскость, определяемая тремя точками P, Q, R и O – точка, не лежащая в этой плоскости, то прямые OP, OQ, OR пересекает плоскость ABC в

точках P', Q', R' . QR и $Q'R'$, будучи в одной плоскости, пересекаются в точке X . Аналогично, RP и $R'P'$ пересекаются в точке Y , и прямые PQ и $P'Q'$ в точке Z . Следовательно, каждая плоскость пересекает плоскость ABC . Точки X, Y, Z лежат все в плоскости PQR и в плоскости $P'Q'R'$ и поэтому коллинейны. Эта теорема и есть теорема Дезарга, а P, Q, R и P', Q', R' - это два гомологичных/перспективных треугольника. [2]

Следует отметить, что соответствующая теорема для двух перспективных треугольников, лежащих в одной плоскости не может быть доказана без допущения трех измерений или какой-нибудь специальной аксиомы в дополнение к тем, которые были приняты ранее.

Теперь можно доказать, что любые две плоскости пересекаются по прямой.

Пусть α и α' - две произвольные плоскости. Отсюда следует, что каждая плоскость пересекает плоскость ABC по прямой. Пусть α и α' пересекает плоскость ABC по прямым. Эти прямые пересекаются в точке P , которая таким образом принадлежит обеим данным плоскостям и поэтому эти плоскости пересекаются по прямой (поскольку они имеют одну общую точку).

Далее каждая прямая пересекает каждую плоскость в точке. Если β - некоторая плоскость, проходящая через данную прямую ℓ , то эта плоскость пересекает данную плоскость α по прямой m и две прямые m и ℓ , лежащие в одной плоскости, пересекаются в одной точке принадлежащей и ℓ и α .

Наконец, любые три плоскости имеют общую точку. Так как плоскости α и β пересекаются по прямой ℓ , а прямая ℓ пересекает плоскость γ в точке; следовательно, эта точка принадлежит всем трем плоскостям.

Переход к четырем измерениям. Все точки, прямые и плоскости, определяемые посредством четырех данных некопланарных (не лежащих в одной плоскости) точек, образуют трехмерную область, которая является обычным проективным пространством трех измерений. Мы сейчас постулируем существование по крайней мере, одной точки E , не принадлежащей этому трехмерному проективному пространству. Следовательно, трехмерное пространство уже не является теперь целым пространством, а будет называться гиперплоскостью, лежащей в гиперпространстве. Гиперплоскость, таким образом, определятся четырьмя точками. Можно аналогично определить гиперплоскости $ABCE$, и $ABDE$, и т. д. плоскости, прямые и точки в них и далее гиперплоскости, плоскости и прямые, определяемые четырьмя, тремя или двумя точками, из которых не все лежат в одной из этих гиперплоскостей. Гиперплоскости $ABCE$, $ABDE$ имеют три общие точки ABC и, следовательно, плоскость ABE . Можно показать, что любые две гиперплоскости в этом четырехмерном проективном пространстве имеют общую плоскость. Например, если α и α' - две гиперплоскости, определяемые четверками точек $PQRS$ и $P'Q'R'S'$, лежащих на EA, EB, EC, ED соответственно, то PQ и $P'Q'$, поскольку они расположены в плоскости EAB , пересекаются в точке Z , аналогично, QR и $Q'R'$ пересекаются в точке X , а RP и $R'P'$ в точке Y , PS и $P'S'$ в точке U , QS и $Q'S'$ в точке V , RS и $R'S'$ в точке W . Шесть точек X, Y, Z, U, V, W принадлежат плоскостям α и α' .

Эти шесть точек образуют вершины полного шестисторонника, стороны которого суть XYZ - пересечение плоскостей PQR и $P'Q'R'$, XVW - пересечение QRS и $Q'R'S'$ и т. д. Эти шесть точек, следовательно, компланарны и плоскость, в которой они лежат - общая плоскость двух гиперплоскостей α и α' .

Таким образом, в этой плоскости, в пространстве четырех измерений, две гиперплоскости пересекаются по двумерной плоскости. Аналогично, три гиперплоскости пересекаются по прямой, а четыре - в точке, в то время как пять гиперплоскостей, вообще говоря, не имеют общих точек. Гиперплоскость пересекает плоскость (результат пересечения двух гиперплоскостей) по прямой, а прямую - в

точке. Две плоскости, каждая из которых есть пересечение двух гиперплоскостей, имеют в общем случае только одну общую точку, а плоскость и прямая, вообще говоря, не пересекаются.

Гиперплоскость определяется либо четырьмя точками, либо точкой и плоскостью, не проходящей через нее, либо двумя скрещивающимися прямыми.

Степени свободы. Известно, что точка на прямой имеет одну степень свободы, на плоскости – две, в трехмерном пространстве – три, в четырехмерном пространстве – четыре и т. д. Для того, чтобы точка лежала в плоскости, требуется два условия; если она должна лежать одновременно в двух плоскостях, требуется четыре условия, и тогда прямая полностью определена. [3]

Рассмотрим переход к n -измерениям. Теперь можно распространить эти идеи непосредственно на n -измерения, и в то же время достичь как большей общности, так и большей стройности в рассуждениях. Точка, прямая, плоскость, три пространства и т. д., то есть n -пространство, есть пространства, определяемые одной, двумя, тремя, четырьмя, $n+1$ точками, имеющие нуль, одно, два, три, четыре, ..., n -измерений, другими словами r -пространство определяется $r + 1$ точкой, и каждое r -пространство, принадлежащее r -пространству, которое определяется $r + 1$ из этих точек, лежит полностью в r -пространстве. Предположим, что r -пространство или пространство n -измерений содержит все эти точки; $n - 1$ -пространство, или гиперплоскость $n - 1$ -измерений называются линейными пространствами.

Независимые точки. Если $(r + 1)$ -точки однозначно определяют r -пространство, то они не должны содержаться в каком-либо $(r - 1)$ -пространстве. Также никакие r из них (где r меньше или равно r) не должны содержаться в каком-либо пространстве меньшего числа измерений, которое определяется $(r - 2)$ -пространстве, так как это $(r - 2)$ -пространство, которое определяется $(r - 1)$ -точками вместе с оставшимися $(r + 1 - r)$ -точками определили бы $(r - 1)$ -пространство. Такая система из $(r + 1)$ -точек, никакие r из которых не лежат в одном $(r - 2)$ -пространстве, называется системой линейно независимых точек. Любые $(r + 1)$ -точек r -пространства, если они линейно независимы, могут быть выбраны так, чтобы именно они определили r -пространство.

Рассмотрим пространство пересечения и объемлющее пространство двух линейных пространств. Дано r -пространство и q -пространство, определенные соответственно $(r + 1)$ и $(q + 1)$ точками. Если они не имеют общих точек, следовательно, мы имеем $(r + q + 2)$ независимых точек, которые определяют $(r + q + 1)$ -пространство.

Следовательно, r -пространство и q -пространство, взятые произвольно, лежат в одном $(r + q + 1)$ -пространстве.

Если $(r + q + 1)$ меньше n , то эти два пространства пересекаются. Пусть их пространство пересечения имеет размерность r . В нем можно взять $(r + 1)$ независимых точек; чтобы определить r -пространство требуется $(r - r)$ добавочных точек, а, чтобы определить q -пространство $(q - r)$ таких точек, то есть вместо $(r + 1) + (r - r) + (q - r)$ равно $(r + q - r + 1)$ -точек, которые и определяют $(r + q - r)$ -пространство. Следовательно, r -пространство и q -пространство, которые пересекаются по r -пространству, оба лежат в $(r + q - r)$ равному n -пространству. Если они не имеют общих точек, то они оба лежат в $(r + q + 1)$ -пространстве. Отсюда, r -пространство, и q -пространство, которые оба лежат в n -пространстве, пересекаются по $(r + q - n)$ -пространству, при условии, что $(r + q)$, больше $(n - 1)$. Если $(r + q)$ меньше n , они не пересекаются. Если два пространства не пересекаются, можно сказать, что они пересекаются по минус одномерному пространству.

Рассмотрим степени свободы линейных пространств. Чтобы определить R -пространство, требуется $(r + 1)$ -точка, и чтобы определить каждую точку n -

пространства требуется n условий. Однако мы имеем на выбор каждой точки p степеней свободы (так подсчитывается размерность любого многообразия). Следовательно, число условий, требуемых для определения p -пространства в n -пространстве, равно $(p + 1)(n - p)$, то есть число степеней свободы p -пространства в n -пространстве равно $(p + 1)(n - p)$. Это число называется постоянным числом p -пространства.

Такой результат можно доказать иначе, а именно: Возьмем какие-либо $(p + 1)$ фиксированные $(n - p)$ -пространства, p -пространство пересекается с каждым из них в точке, и эти $(p + 1)$ точек определяют p -пространство. Каждая точка имеет $(n - p)$ степеней свободы в своем $(n - p)$ -пространстве. Следовательно, общее число степеней свободы p -пространства равно $(p + 1)(n - p)$.

Степень инцидентности/принадлежности p -пространства и q -пространства можно представить дробью. Пусть p -пространство больше q -пространства. Полная инцидентность, когда p -пространство содержит q -пространство, может быть представлена единицей; скрещиваемость, когда они не имеют общих точек, 0 – нулём. Если они имеют общее r -пространство, то степень инцидентности можно представить дробью $\frac{r+1}{q+1}$.

Рассмотрим понятие двойственности или взаимности. Два пространства (p -пространство и $n - p - 1$ пространство) в S_n пространстве имеют одинаковое постоянное число $(p + 1)(n - p)$. Взаимно однозначное соответствие между точками $(n - 1)$ -пространством может быть установлено различными способами. При этом прямой, соединяющей две точки, соответствует $(n - 2)$ -пространство пересечения соответствующих $(n - 1)$ -пространств. Если три точки коллинейны, то соответствующие им $(n - 1)$ -пространства проходят через одно и то же $(n - 2)$ -пространство. Пространству $(p - 1)$, определяемому p данными точками, соответствует общее $(n - p)$ -пространство, соответствующих этим P точкам.

Рассмотрим число условий, требуемых для данной степени инцидентности. В n -мерном пространстве S_n p -пространство имеет $(n - p)(p + 1)$ степеней свободы, но, если оно проходит через данное r -пространство, оно имеет только $(n - p)(p - r)$ степеней свободы. Следовательно, число условий, требуемых для того, чтобы p -пространство в объемлющем пространстве S_n проходило через данное r -пространство (n, p, r) , равно $(n - p)(r + 1)$.

Если r -пространство может свободно двигаться в данном q -пространстве, оно имеет $(r + 1)(q - r)$ степеней свободы, следовательно, число условий, которое необходимо наложить, чтобы p -пространство и q -пространство в S_n пересекались по r -пространству, равно $[(r + 1)(n - p - q + r)]$. Подразумевается, что $(p + q)$ меньше или равно $(n + r)$.

Если $(p + q)$ больше $(n + r)$, они пересекаются по пространству размерности $(p + q - n)$, что больше, чем r .

Рассмотрим инцидентность линейных пространств с двумя или более линейными пространствами. В трехмерном пространстве прямая имеет четыре степени свободы и число условий, которые требуется наложить, чтобы она пересекала другую прямую, равно единице. Следовательно, прямая, пересекающая другую прямую, имеет три степени свободы и вся система прямых, пересекающих фиксированную прямую, образует трехмерное многообразие, которое является частным случаем комплекса; система прямых, пересекающих две фиксированные прямые, образует двумерное многообразие – частный случай конгруэнции; система прямых, пересекающие три фиксирующие скрещивающиеся прямые есть одномерное многообразие – полуквадрика/линейчатая поверхность/косая плоскость. Прямая, которая должна

пересекать четыре скрещивающиеся прямые, лишена всякой свободы. Эта прямая, однако, однозначно не определена, она может иметь конечное число решений. Важная задача, которая принадлежит к области математики, называемой исчислительной геометрией – это задача определения числа линейных пространств, которые удовлетворяют данным условиям в количестве, равном постоянному числу этого линейного пространства. Эта задача может быть решена непосредственно из простых геометрических соображений.

Рассмотрим принцип специализации (сохранения числа). Определение числа прямых, пересекающих четыре прямые, трехмерном пространстве, не так просто, и можно применить очень полезный принцип, названный Шубертом «принцип сохранения числа», или «принципом специализации». Этот принцип состоит в том, что число определяемых элементов будет тем же самым при специализации определяющих фигур, при условии, что-то число не становится при такой специализации бесконечным. В простых случаях это утверждение эквивалентно утверждению в алгебре, что число корней алгебраического уравнения не изменится, если его коэффициенты принимают любые частные значения, но, однако уравнение не становится притом тождеством.

В качестве примера применения этого принципа решим задачу об определении числа прямых в трехмерном пространстве, пересекающих четыре данные прямые. Пусть эти четыре прямые пересекаются попарно: a и b – в P , c и d – в Q . Прямая, пересекающая одновременно a и b , должна либо пройти через P , либо лежать в плоскости (ab) ; и поскольку P не должна лежать в плоскости (cd) , так же, как Q – в плоскости (ab) , потому, что в каждом из этих случаев получается неограниченное число прямых, пересекающих все четыре прямые, требуемая прямая должна либо пройти через P и Q , либо лежать в плоскостях (ab) и (cd) . Следовательно, имеются две прямые, удовлетворяющие заданным условиям.

Исчислительная геометрия линейных пространств. Общая исчислительная задача, относящаяся к линейным пространствам, такова: найти число P – пространств, имеющих инцидентность определенных степеней с данным набором линейных пространств, при числе накладываемых условий, равном постоянному числу данного P – пространства. [4]

Пусть $(n: p, q: r)$ представляет условие, что P – пространство и Q – пространство в S_n должны пересекаться по r – пространству. Если P и Q представляют какие-либо условия, то произведение PQ означает, что оба условия должны удовлетворяться одновременно; сумма $P + Q$ – что выполняется либо одно, либо другое из условий. Так $(3: 2, 0: 0)$, $(3: 2, 1: 1)$ означает условие, что плоскость в S_3 должна содержать данную точку и данную прямую: $(3: 1, 1: 0)^4$ означает условие, что прямая в трехмерном пространстве пересекает четыре заданные прямые.

Число простых условий, входящих в $(n: p, q: r)$ можно обозначить через $C(n: p, q: r)$ и мы уже доказали, что

$$\frac{C}{(n:p, q:r)} = (r + 1)(n - p - q + r).$$

Постоянное число p -пространства в S_n равно

$$\frac{C}{(n:p, p:p)} = (p + 1)(n - p).$$

Можно также представить число элементов, определяемых данными условиями, поставив впереди *префикс* N к символу условия. Так, $N(3: 1, 1)^4 = 2$.

Двойственность в исчислительной геометрии. Двойственность между P – пространством и $(n - p - 1)$ – пространством распространяется на исчислительные задачи. Не только постоянные числа равны, а именно $[(p + 1)(n - p)]$, но также что легко проверить, $C[(n - p, q - r) = C(n - p - 1, n - q - 1, n - q - 1: n - p - q + r - 1)]$, и число P – пространств, определяемых $[(p + 1)(n - p)]$ простыми условиями, равно числу $(n - p - 1)$ – пространств, определяемых соответствующими взаимными условиями. Так, в четырехмерном проективном пространстве число прямых, лежащих в данном трехмерном пространстве и пересекающих четыре данные плоскости равно двум, так как плоскости пересекают трехмерное пространство по прямым линиям. Двойственное утверждение гласит: число плоскостей, проходящих через данную точку и пересекающих четыре данные прямые, равно двум, то есть

$$N(4: 1, 3: 1)(4: 1, 2: 0)^4 = N(4: 2, 0: 0)(4: 2, 1: 0)^4.$$

Число инцидентных пространств в двух и трех измерениях. В двух измерениях возможны такие условия:

$$C(2: 0, 0: 0) = 2 = C(2: 1, 1: 1);$$

$$C(2: 0, 1: 0) = 1 = C(2: 1, 0: 0),$$

т. е. точка совпадает с данной точкой, прямая совпадает с данной прямой, точка инцидентна данной прямой, прямая инцидентна данной точке. Постоянное число K точки или прямой равно двум и мы имеем лишь два исчислительных результата с их двойственными, а именно:

$N(2: 0, 0: 0) = 1$, то есть одна точка совпадает с данной точкой;

$N(2: 0, 1: 0)^2 = 1$, то есть одна точка инцидентна двум данным прямым;

$N(2: 1, 1: 1) = 1$, то есть одна прямая совпадает с данной прямой;

$N(2: 1, 0: 0)^2 = 1$, то есть одна прямая инцидентна двум данным точкам.

Общая исчислительная задача в n – измерениях. Мы заключим этот раздел несколькими общими результатами.

В S_n постоянное число прямой равно $2(n - 1)$ и требуется одно условие, чтобы прямая пересекала данное $(n - 2)$ -пространство, значит в S_n $2(n - 1)$ линейных пространств размерности $(n - 2)$ пересекает конечное число прямых. W. F. Meyer доказал, что число таких прямых равно:

$$1/n - 1: C_n = (2n - 2)! / n! (n - 1)!$$

Более общий результат, включающий этот как частный случай был получен Шубертом, а именно, что число p – пространств в S_n , пересекающих $(n - p)$ данных $(n - 2p - 1)$ – пространств равно:

$$1! 2! 3! \dots P! [(p + 1)(n - p)]! / n! (n - 1)! (n - 2)! \dots (n - p)!$$

Найти число прямых в S_{2k-1} , пересекающих четыре данные линейные пространства размерности $k - 1$. Постоянное число прямой в S_{2k-1} равно $4(k - 1)$, и число связей, накладываемых условием пересечения ее с $(k - 1)$ – пространством равно $k - 1$. Значит, имеем конечное число таких прямых. Пусть $(k - 1)$ – пространства пересекаются попарно. Прямая, пересекающая альфа и бета либо проходит через P , либо лежит в $(2k - 2)$ – пространстве. Имеем одну прямую через P и Q , две прямые проходящие через P и лежащие в $(2k - 2)$ – пространстве (таких прямых не существует),

три прямые в $(2k - 3)$ – пространстве, по которому пересекаются (альфа, бета) и (гамма, сигма), и пересекающие четыре $(k - 2)$ – пространства, в которых (альфа, бета) пересекаются с (гамма, сигма) и наоборот. Значит, если $f(k)$ – число прямых, пересекающих четыре $(k - 1)$ – пространства в S_{2k-1} , то

$$f(k) = f(k - 1) + 1.$$

Однако для $k = 2$ мы имеем две прямые в S_3 , пересекающие четыре прямые, то есть $F(2) = 2$. Значит,

$$f(k) = k.$$

Движение и конгруэнтность. Строго говоря, идея движения чужда геометрии. Когда мы говорим о точке, движущейся по прямой, мы на самом деле, имеем в виду, что мы фокусируем наше внимание последовательно на сериях точек на этой прямой. Когда мы говорим о фигуре, перемещенной в пространстве, мы в действительности, переключаем наше внимание от одной фигуры к другой /конгруэнтной/ фигуре; или мы рассматриваем преобразование, в котором определенные отношения: расстояния и углы инвариантны. Идея движения, таким образом, включает последовательность, или порядок и конгруэнтность. Для этих понятий есть две соответствующие группы аксиом. Поскольку эти аксиомы оперируют почти исключительно образами плоской геометрии, и новые идеи, включающие конгруэнтность в высших пространствах можно трактовать с помощью определений, то можно просто сослаться на изложение этих аксиом в «Основаниях геометрии» Гильберта или «Основаниях Евклидовой геометрии» Фордера [5, 6].

ЛИТЕРАТУРА

1. Васильева М. В. Лекции по проективной геометрии. М., 1973. 340 с.
2. Глаголев Н. А. проективная геометрия. М.: Высш. школа, 1963. 344 с.
3. Гуревич Г. Б. Проективная геометрия. М.: Физматгиз, 1960. 321 с.
4. Пеклич В. А. Высшая начертательная геометрия. М.: Изд. Ассоциации строительных вузов, 2000. 344с.
5. Semple J. G., Kneebone G. T. Algebraic projective geometry: Teacher's book. Found edition. Oxford: Oxford at the Carendon Press, 1952. 317 p. (Professional English).
6. Sommerville D. M. X. An introduction to the geometry of N dimensions. Found edition. Reprint of the Methuen & Co., London, 1929. 224 p. (Professional English).

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

УДК 662.349.18

ЕСТЬ ЛИ БУДУЩЕЕ У РОССИИ В НЕДРАХ МИРОВОГО ОКЕАНА?

КИСЛЯКОВ В. Е., КАТЫШЕВ П. В., ЛИНЬКОВ Я. Е.

Сибирский федеральный университет, Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Аннотация. В настоящее время нетрадиционные источники минерального сырья, которые включают и месторождения стратегических металлов на шельфе и дне океана, приобретают особую актуальность как один из факторов решения глобальной проблемы минерально-сырьевого обеспечения, нынешнего и будущего поколений. Шельф в России является самым обширным в мире площадью 6,2 млн. км², что соответствует 22% всей площади шельфа Мирового океана. Россия с 70-х годов прошлого века активно участвует в изучении недр Мирового океана, а с 2001 года работает в рамках контрактов, предоставленных стране Международным органом по морскому дну. Правительство РФ является гарантом исполнения условий этих контрактов, на выполнение которых за минувшие годы были направлены значительные средства. В 2019 году Минпромторг и Минприроды подготовили комплексную программу, позволяющую технологически перейти от стадии геологоразведочных работ к опытно-промышленной добыче полезных ископаемых недр Мирового океана. Однако она так и не была согласована из-за отсутствия источников финансирования. Россия проводит лишь геологоразведочные работы, обучение кадров и экологические исследования и то в недостающем объеме. А ряд важных работ не проводится вообще. В частности, под вопросом создания технико-технологического и добычного комплекса для определения принципиальной возможности и экономической эффективности освоения запасов ТПИ. В целом всеми исполнителями работ понимается важность задач, связанных с исполнением обязательств по контрактам на разведку с МОМД, как экономических, так и геополитических. При этом наблюдается полное отсутствие планов их реализации и общей координации работ со стороны государственного ведомства.

Ключевые слова: твердые полезные ископаемые, геологоразведка, мировой океан, Арктика, шельф.

DOES RUSSIA HAVE A FUTURE IN THE WORLD OCEAN?

KISLYAKOV V. E., KATYSHEV P. V., LINKOV YA. E.

Siberian Federal University, Institute of Mining, Geology and Geotechnology

Abstract. At present, unconventional sources of mineral raw materials, which include and deposits of strategic metals on the shelf and the ocean floor, acquire special relevance as one of the factors in solving the global problem of mineral and raw material supply, the present and future generations. The shelf in Russia is the most extensive in the world with an area of 6.2 million km², which corresponds to 22% of the entire area of the shelf of the World Ocean. Russia has been actively involved in studying the subsoil of the world's oceans since the 1970s, and since 2001 has worked under contracts awarded to the country by the International Seabed Authority. The Russian government is the guarantor of the fulfillment of the terms of these contracts, for the implementation of which significant funds have been allocated over the past years. In 2019, the Ministry of Industry and Trade and the Ministry of Natural Resources prepared a comprehensive program to

technologically transition from the exploration stage to pilot production of mineral resources of the subsoil of the World Ocean. However, it has never been agreed upon due to the lack of financing sources. Russia carries out only geological exploration, personnel training and environmental studies, and even that to an insufficient extent. And a number of important works are not carried out at all. In particular, the creation of a technical-technological and mining complex to determine the principal possibility and economic efficiency of developing the TPI's reserves is under question. On the whole, all the executors of works understand the importance of tasks related to the fulfillment of obligations under exploration contracts with IOMD, both economic and geopolitical. At the same time there is a complete absence of plans of their implementation and general coordination of work on the part of any state agency.

Keywords: solid minerals, exploration, world ocean, Arctic, shelf.

Нетрадиционные источники минерального сырья (НИМР), которые включают и месторождения стратегических металлов на шельфе и дне океана, приобретают особую актуальность как один из факторов решения глобальной проблемы минерально-сырьевого обеспечения, нынешнего и будущего поколений. В этой связи эффективное, экологически безопасное освоение минерально-сырьевых ресурсов Мирового океана становится в XXI веке одной из главных стратегических задач человечества [1].

Океан занимает более 70 % земной поверхности. На шельфе и дне глубоководных районов Мирового океана сосредоточены огромные минеральные ресурсы.

Разведку месторождений на шельфе и дне глубоководных районов Мирового океана стимулирует исчерпание источников сырья на континенте.

Доля добычи «традиционных» твердых полезных ископаемых на морских месторождениях шельфа в мировом объеме сегодня составляет 10–15 %, прогнозируется, что к 2050 г. данная доля может увеличиться до 20–25 %, за счет вовлечения в отработку участков, находящихся от береговой линии на расстоянии 25–50 км и более и на глубинах до 30–50 м [2].

Перед нашей страной стоят сложные задачи сохранения государственности, обеспечения своей безопасности, важнейшей составляющей которой является минерально-сырьевая безопасность как основа (базис) развития современного промышленного производства, создания новых технологий, укрепления экономики. Следовательно, необходимо уже сейчас осваивать добычу тех видов минеральных ресурсов, спрос на которые растет на мировом рынке и использование которых необходимо для совершенствования промышленно-экономического потенциала России [3].

Особый интерес с практической и научной точек зрения здесь представляют твердые полезные ископаемые (ТПИ) морского дна – глубоководные полиметаллические сульфиды (ГПС), железомарганцевые конкреции (ЖМК), кобальтомарганцевые корки (КМК), полиметаллические илы (ПМИ), содержащие редкоземельные металлы (РЗМ), и россыпные месторождения черных, цветных и редких металлов шельфовой зоны [4–9]. Из океанических руд можно извлекать целый ряд стратегических и редких металлов, в первую очередь: марганец, медь, никель, кобальт, молибден, цинк, золото, серебро и т.д.

Вышеперечисленные типы минеральных ресурсов (ЖМК, КМК, ГПС, ПМИ) Мирового океана – инновационная проблема не завтрашнего, а сегодняшнего дня. Этот новый источник обеспечит укрепление минерально-сырьевой базы по многим металлам (Ni, Cu, Co, Au, Ag, Mo, Se, Te, РЗЭ и др.) и ликвидирует дефицит стратегических металлов (Mn) сырьевой базы России. Проблему невозможно отложить или заморозить. Она подхвачена более чем 20 странами мирового сообщества. По сути, это канун глобального раздела богатств и пространств Мирового океана. [10]

Необходимо отметить, что шельф в России является самым обширным в мире площадью 6,2 млн км², что соответствует 22 % всей площади шельфа Мирового океана. Эта территория может быть увеличена на 1,2 млн км², если ООН одобрит заявку РФ на расширение внешних границ Арктики России за счет подводных хребтов Ломоносова и Менделеева, которую наша страна представила в 2014 г. В Российской Арктике также имеются конкреционные площади. В Белом, Баренцевом, Восточно-Сибирском, Чукотском морях и в море Лаптевых известно о более чем 20 перспективных участках. Содержание главных рудных компонентов в арктических ЖМК составляет: Mn – до 51%, Fe₂O₃ – до 70 %; Co, Ni, Cu, Mo не превышают долей процента. Конкреции с меньшим содержанием полезных компонентов имеются в Черном и Каспийском морях, в крупных реках России [12–14]. К дополнительным аспектам необходимости развития морской горнодобывающей отрасли необходимо также отнести широкий ряд благоприятных условий для освоения месторождений:

- самый дешевый (без ограничений) морской транспорт;
- нет необходимости строить дорожную сеть, рекультивировать и ремонтировать ее;
- водная толща океана
- активный помощник в борьбе за сохранение экологии окружающей среды (в отличие от суши);
- благоприятные для работы и жизнедеятельности географические широты при освоении месторождений ЖМК в Тихом океане и ГПС в Атлантике;
- нет необходимости возводить стационарные жилые постройки; вахтовый принцип работы;
- широкие возможности вторичного использования устаревших плавающих средств и плавучих энергетических установок (дизельных, атомных);
- легкое (без вскрышных работ) достижение залежей полезных ископаемых;
- принципиальная аналогичность схем технологического передела океанских руд на основе наземного опыта;
- возможность параллельного решения научно-исследовательских задач в области географии, океанологии, метеорологии, ихтиологии;
- решение геополитических вопросов.

Россия с 70-х годов прошлого века активно участвует в изучении недр Мирового океана, а с 2001 года работает в рамках контрактов, предоставленных стране Международным органом по морскому дну (МОМД). Правительство РФ является гарантом исполнения условий этих контрактов, на выполнение которых за минувшие годы были направлены значительные средства. В 2019 году Минпромторг и Минприроды даже подготовили комплексную программу, позволяющую технологически перейти от стадии геологоразведочных работ к опытно-промышленной добыче полезных ископаемых недр Мирового океана. Однако она так и не была согласована из-за отсутствия источников финансирования.

ФГБУ «ВНИИОкеанология» (Санкт-Петербург) совместно с ГНЦ ФГУГП «Южморгеология» (Геленджик), ФГУП «ВИМС» (Москва), ФГУП «ЦНИГРИ» (Москва), АО «Севморгео» (Санкт-Петербург) и ФГУНПП «ЛМГРЭ» (Санкт-Петербург – Ломоносов) бала разработана Концепция изучения и освоения минеральных ресурсов мирового океана, выполнение которой позволило бы к 2020 г. начать промышленную добычу ТПИ морского дна [14]. Однако отсутствие достаточного финансирования работ и ведомственная разобщенность различных организаций и предприятий, привлечение которых обеспечивало бы выполнение разработанных в концепции мероприятий, не позволяют нашей стране стать мировым

лидером в области освоения морских недр и значительно укрепить свои геополитические позиции.

К середине 2021 года складывается критическая ситуация – по одному из международных контрактов с МОМД Россия не исполняет условия и может лишиться права перехода к добыче. Речь также идет о существенных репутационных рисках – другие страны, получившие аналогичные контракты, существенно продвинулись в их реализации и готовы забрать изученные российской стороной участки.

РФ проводит геологоразведочные работы в Международном районе морского дна Мирового океана в соответствии с тремя подписанными 15-летними контрактами. В их числе: контракт на разведку железомарганцевых конкреций (ЖМК, заключен на 2001-2016 годы, продлен до 2023 года, Тихий океан); контракт на разведку глубоководных полиметаллических сульфидов (ГПС, 2012-2027, Атлантический океан); контракт на разведку кобальтоносных железомарганцевых корок (КМК, 2015-2030, Тихий океан).

В ходе выполнения контрактов было выявлено:

– месторождение ЖМК (Mn – 30%, Ni – 1,41%, Cu – 1,07%, Co – 0,2–0,3%, Mo – 0,05%) – уникальное по Mn и Co, крупнейшее по Ni и Cu – Кларион–Клиппертон (Тихий океан). Месторождение ЖМК – комплексно восполняет национальную базу по Ni, Cu, Co, Mo. Марганцевая база страны представлена небольшими месторождениями, расположенными в промышленно не освоенных районах с низкокачественными рудами и низким содержанием металла (9–33%). Добыча – практически не ведется. Марганцы в ЖМК – высококачественны со стабильным содержанием – 30%. Контракт был заключен в 2001 г и продлен в 2016 г до марта 2021 г. В связи с пандемией коронавирусной инфекции (COVID-19) был скорректирован срок выполнения до 2023 года. После завершения разведки – освоение, ориентировочно, в течение 20 лет.

– месторождение КМК (Co – 0,5–0,6%, Mn – 20–22%, Ni – 0,46%, Mo – 0,05%, РЗЭ – 1,2 кг/т). Уникальное месторождение Co дополняется дефицитным Mn.

– месторождение ГПС (Cu – 9,31%, Zn – 2,0%, Au – 5–10 г/т, Ag – 80–100 г/т) – Срединно-Атлантический хребет. Очень богатый объект по меди (отечественные материковые содержания 1–2%). Существенно дополняет меднорудную базу страны, вносит вклад в добычу золота [7, 11].

Контракты предполагают определение возможности добычи твердых полезных ископаемых на дне Мирового океана и получение возможности приоритетного права их последующего освоения.

Для достижения конечной цели необходимо выполнить ряд обязательств, включающих не только проведение геологоразведочных работ, но и создание технико-технологического и добычного комплекса, обучение кадров для развивающихся стран и МОМД, экологические исследования и проведение НИОКР. Кроме того, контрактор должен определить полезные ископаемые для промышленной добычи, подготовить предварительное технико-экономическое обоснование промышленной эксплуатации месторождения, а также представить в МОМД заявки на последующую разработку месторождения или на продление разведочного контракта на пятилетний срок.

При невыполнении хотя бы части из этих работ в необходимые сроки контракты могут быть прекращены без возможности продления, приоритетное право РФ на освоение твердых полезных ископаемых дна Мирового океана в этом случае теряется.

Между тем Россия проводит лишь геологоразведочные работы, обучение кадров и экологические исследования – и то в недостающем объеме. А ряд важных работ не проводится вообще. В частности, под вопросом создание технико-технологического и добычного комплекса для определения принципиальной возможности и экономической эффективности освоения запасов ТПИ.

Минприроды совместно с Роснедрами выполняет в минимально необходимых объемах работы по трем первым контрактным обязательствам. По остальным пунктам контрактных обязательств работы ведутся крайне медленными темпами, что вызывает огромные риски по потере заключенных РФ контрактов.

При этом тема изучения дна Мирового океана активно продвигается со стороны других государств. На сегодняшний день 23 страны заключили 31 контракт с МОМД на разведку недр. И многие из них уже находятся на несколько шагов впереди России.

Так, Корея (KIOST) провела испытания компонентов добычного комплекса на глубине 1500 метров еще в 2017 году, Япония в 2017 году осуществила первый опыт подъема сульфидной руды с глубины 1500 метров. Также испытали свои компоненты добычного комплекса Китай (COMRA), Великобритания (LockheedMartin), Индия, Германия (BGR и AkerSolutions). Более того, Бельгия (GSR) и Германия (BGR) в 2020 году провели испытание прототипа сборщика Patania-2 в реальных условиях.

У России есть еще ряд факторов, осложняющих развитие исследований Мирового океана. Одно из ключевых – технико-технологическое обеспечение.

Основными центрами компетенции по геологическому изучению недр на континентальном шельфе РФ, в Мировом океане, Арктике и Антарктике за счет средств федерального бюджета являются АО «Южморгеология» и АО «ПМГРЭ», с 2015 года входящие в состав АО «Росгеология».

Сложное финансовое положение специализированных дочек «Росгеологии» и большой износ технологического оборудования научно-исследовательских судов в краткосрочной перспективе ведет к сокращениям объемов выполняемых работ. Также стало известно о возможной продаже спецсудов «Южморгеология», «Академик Александр Карпинский», "Геленджик". Кроме того, за последнее десятилетие остро встал вопрос дефицита квалифицированных геологических кадров для целей поисков и разведки ресурсов Мирового океана и Антарктики [15].

В целом всеми исполнителями работ понимается важность задач, связанных с исполнением обязательств по контрактам на разведку с МОМД, как экономических, так и геополитических. При этом наблюдается полное отсутствие планов их реализации и общей координации работ со стороны государственного ведомства [16].

Для исполнения контрактов в полном объеме требуются:

- разработка технико-технологического и добычного комплекса для определения принципиальной возможности и экономической эффективности освоения запасов ТПИ.
- разработка современных технологических решений по способам ведения добычных работ в акваториях морей и океанов и в зонах континентального арктического шельфа;
- актуализация объемов финансирования, необходимого для выполнения международных контрактов с разбивкой по направлениям: геологоразведочные работы, НИР, НИОКР, экология;
- модернизация существующих судов и строительство новых, направленных как на разведку, так и на опытно-промышленную разработку;
- развитие международного сотрудничества и кооперации в сфере разработки технологий добычи глубоководных твердых полезных ископаемых.

ЛИТЕРАТУРА

1. Волков А. В. Перспективы подводной добычи золота и других стратегических металлов в океанских недрах // Золото и технологии. 2020. Сентябрь. № 3. URL:

https://zolteh.ru/regions/perspektivy_podvodnoy_dobychi_zolota_i_drugikh_strategicheskikh_metallov_v_okeanskikh_nedraakh/ (дата обращения 6.03.2022).

2. Геология будущего – освоение ресурсов Мирового океана. М.: Росгеология, 2019. 98 с.

3. Каширский А. С. Перспективы развития морской горнодобывающей отрасли в России. М.: Горная промышленность. 2016, № 2. 64 с.

4. Козловский Е. А., Малютин Ю. С. Мировой океан как резерв минерального сырья в XXI веке // Мировая горная промышленность. 2004–2005. Т. 1. С. 165–179.

5. Комплексное освоение недр: перспективы расширения минерально сырьевой базы России / под ред. К. Н. Трубецкого, В. А. Чантурия, Д. Р. Каплунова. М., 2009. 496 с.

6. Кириченко Ю. В., Щёкина М. В. Освоение ресурсов Мирового океана – основа национальной безопасности России (современное состояние и пути решения) // Сборник докладов VI съезда гидромеханизаторов России. М.: Изд-во ООО «Центр инновационных технологий», 2012. С. 101–110.

7. Инженерная геология рудной провинции Кларион–Клиппертон в Тихом океане / Я. В. Неизвестнов [и др.] // Тр. ВНИИ Океангеологии.– СПб.: Наука, 2004. Т. 197. 281 с.

8. Мерио Дж. Минеральные богатства океана. М.: Прогресс, 1969. 440 с.

9. Андреев С. И., Голева Р. В., Юбко В. М. Экономические и геополитические аспекты проблемы освоения минеральных ресурсов Мирового океана // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2006. № 3. С. 72–78.

10. Материалы к совместному заседанию Комитета Государственной Думы Российской Федерации по природным ресурсам, природопользованию и экологии и Высшего горного совета 23 апреля 2015 г. М.: Госдума. 40 с.

11. Современные методы изучения вещественного состава глубоководных полиметаллических сульфидов Мирового океана // Труды совещания в ФГУП «ВИМС» 19–20 января 2011 г. М.: ВИМС, 2013. 377 с.

12. Гальперин А. М. и др. Оценка возможности вовлечения железомарганцевых месторождений морского дна в разработку. Ч. II. Перспективы разработки глубоководных месторождений твердого минерального сырья // ГИАБ. 2014. № 6. С. 361–368.

13. Дробаденко В. П., Калинин И. С., Малухин Н. Г. Методика и техника морских геологоразведочных и горных работ. Волгоград: Издательский Дом «Ин Фолио», 2010. 352 с.

14. Вержанский А. П., Андреев С. И. К вопросу «О создании морской горнодобывающей отрасли России» // Горная промышленность. 2015. № 3. С. 6–9.

15. Недра Мирового океана ждут Россию: обзор. Москва. 17 июня 2021. INTERFAX.RU. URL.: <https://www.interfax.ru/business/772572> (дата обращения 06.03.2022).

16. Муравьев К. Г., Черкашёв Г. А., Лайба А. А., Козлов С. А., Ивановский С. Л., Стрекопытов В. В. Станет ли Россия морской сырьевой державой? // Редкие земли. 2016. № 1. С. 12–26.

Научное издание

XI Международная научно-техническая конференция
«ИННОВАЦИОННЫЕ ГЕОТЕХНОЛОГИИ
ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ
И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ»

7–8 апреля 2022 г.

Сборник докладов

Ответственный за выпуск
доктор технических наук, профессор Н. Г. Валиев

Редактор изд-ва Л. В. Устьянцева
Компьютерная верстка Н. В. Георгиева

Подписано в печать
Печать на ризографе. Бумага писчая. Формат 60 × 84/8.
Усл. печ. л. 9,30. Уч.-изд. л. 8,52 Тираж 80. Заказ.

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет

Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ